Metall. 49 $\frac{\text{hq}}{}$

Hartman̄

Im vorigen Jahre erschien als **erster Band des vorliegenden Werkes:**

Die

Fortschritte des Eisenhüttengewerbes

in der neueren Zeit

oder

der heutige Standpunkt der Roheisen-, Stabeisen- und Stahlfabrikation.

Nebst

kurzer Entwickelung der neuesten quantitativen Eisenhüttenproduction.

Dargestellt

von

Dr. Carl Fr. Alex. Hartmann,

Berg- und Hütten-Ingenieur.

Mit 11 lithographirten Tafeln.

Preis: 3²/₃ Thlr.

Ein Werk wie das vorstehende gehört bei der raschen Entwickelung des Eisenhüttengewerbes zu den literarischen Bedürfnissen. Daß sich der Herr Verfasser über die Nützlichkeit seines Werkes nicht getäuscht hat, beweist die Aufnahme, welche es beim hüttenmännischen Publikum gefunden hat und die einstimmige Anerkennung von Seiten der Fachjournale.

Die amtliche Zeitschrift für das Berg-, Hütten- und Salinenwesen in Preußen führt den ersten Band mit folgenden Worten ein:

Die Eisenindustrie hat sich in neuester Zeit so rasch entwickelt, und es sind darin, wie in den Productionsverhältnissen, so auch in technischer Beziehung, solche Fortschritte gemacht worden, daß sämmtliche, auch die neuern Handbücher der allgemeinen und der speciellen Eisenhüttenkunde in mancher Beziehung schon als veraltet gelten müssen. Einzelne Lücken sind durch eine große Menge längerer und kürzerer Aufsätze, die sich in vielen Zeitschriften und Monographien zerstreut finden, ausgefüllt worden. Aus diesen Arbeiten das Wichtigste zusammenzustellen, war der Zweck, den Herr Hartmann bei dem uns jetzt vorliegenden Buche verfolgte, und diese Zusammenstellung, die wir als eine gelungene bezeichnen können, ist allerdings dankenswerth und willkommen, da es selbst für die wenigen Fachgenossen, denen etwa das ganze umfangreiche Material zu Gebote stehen möchte, eine sehr mühsame Arbeit sein würde, die vielerlei Einzelheiten zusammenzusuchen.

Die Abschnitte, welche der Herr Herausgeber gewählt hat, schließen sich an die gewöhnlichen Abtheilungen der Werke über Eisenhüttenkunde an, wodurch, in Verbindung mit dem ausführlichen Inhaltsverzeichnisse, das Aufsuchen einzelner Gegenstände erleichtert wird.

Die Oesterreichische Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen sagt:

Eine Zusammenstellung des Wichtigsten, was in neuerer Zeit im Eisenwesen geschehen, ist eine jedenfalls dankenswerthe Arbeit, denn nicht Jedermann kann jeden einzelnen Artikel, der von neuen Verbesserungen Nachricht giebt, verfolgen und wieder auffinden, und in größeren Perioden übersichtlich geordnet, stellt sich der Fortschritt und bleibende Gewinn für das Fach besser heraus, der in Zeitschriften aus der Menge bewährter und noch unbewährter Einzelnheiten nicht hervortritt. Der in solchen Arbeiten geübte und gewandte Verfasser hat die Literatur des Eisenwesens möglichst vollständig benützt, und das Material zweckmäßig geordnet. Was Oesterreich betrifft, wird als vorzüglichste Quelle Director Tunner aufgeführt. Das Buch enthält endlich auch noch eine Productions-Uebersicht von England, Frankreich, Deutschland mit Oesterreich, Algier und Schweden, als heutigen Tags fast unvermeidliches statistisches Beiwerk. Wichtiger und werthvoller ist die Beigabe von guten Tafeln mit Zeichnungen, deren Ausführung, so wie die Ausstattung des Buches gut ist.

Die Wochenschrift des Schlesischen Vereins für Berg- und Hüttenwesen schließt ein längeres Referat mit den empfehlenden Worten:

Die Herausgabe dieses Werkes erscheint als ein ganz zeitgemäßes und dankenswerthes Unternehmen und wir können die Lectüre desselben allen Fachgenossen bestens empfehlen. Sein Inhalt, auf den wir hier des beschränkten Raumes wegen speciell nicht eingehen können, ist überaus reichhaltig und mannigfaltig und erstreckt sich über alle Zweige der Eisenhüttentechnik. Bei den raschen Fortschritten der letzteren in der Jetztzeit, bei dem fortdauernden Bestreben, die Lehren der Wissenschaft in die Praxis zu übertragen und neue, rationelle Betriebsmethoden einzuführen, dürften nur wenige Fachgenossen in der günstigen Lage sein, diesen Fortschritten gebührend folgen zu können. Durch Werke aber, welche wie das vorliegende sich die Mittheilung der Fortschritte des gesammten Eisenhüttengewerbes während bestimmter Zeitabschnitte zur Aufgabe stellen, kann die Bekanntschaft mit jenen Fortschritten nur befördert und sehr wesentlich erleichtert werden. — Den Beschluß des Buches bildet eine kurze Uebersicht der Eisenhüttenproductionen verschiedener Länder, soweit das Material hierzu vorhanden war. — Die äußere Ausstattung des Werkes durch die Verlagshandlung ist lobenswerth und entspricht allen jetzigen Anforderungen.

Nicht minder günstige Urtheile enthält „der Bergwerksfreund", „der Berggeist" rc., die wir aber nicht alle hier abdrucken können. — Das Werk hat nicht nur in Deutschland, sondern auch in Amerika, England, Rußland, Schweden rc. eine entsprechende Verbreitung gefunden.

Leipzig. **A. Förstnersche Buchhandlung.**
(Arthur Felix.)

Die Fortschritte

des

metallurgischen Hüttengewerbes

in der neuern Zeit.

Die Fortschritte

des

metallurgischen Hüttengewerbes

in der neuern Zeit

oder

der heutige Standpunkt der mechanischen Aufbereitung, der Brennmaterialkunde, des Ofen- und Gebläsebaues, der Roheisen-, Stabeisen- und Stahlfabrikation, ferner der Zink-, Kupfer-, Blei-, Silber-, Gold- und Nickel-Gewinnung.

Nebst

kurzer Entwickelung der neuesten quantitativen Metallproduction.

Dargestellt

von

Dr. Carl Fr. Alex. Hartmann,

Berg- und Hütteningenieur.

Zweiter Band.

Mit 6 lithographirten Royal-Foliotafeln.

Leipzig, 1859.

A. Förstnersche Buchhandlung.

(Arthur Felix.)

Vorwort.

Der Mitte des vorigen Jahres erschienene erste Band des vorliegenden Werkes, der sich nur auf das Eisenhüttengewerbe beschränkte, hat eine so günstige Aufnahme gefunden, daß sich Verleger und Verfasser zu einem zweiten Bande ermuthigt fühlten. Derselbe umfaßt auch die Aufbereitung und die übrigen nutzbaren Metalle.

Der Verfasser hat die erlangten Erfahrungen zu manchen Verbesserungen in der Darstellung der Fortschritte des Aufbereitungs- und metallurgischen Hüttenwesens benutzt, und hofft dadurch den Anforderungen einer billigen Kritik zu genügen.

Es muß bei Beurtheilung einer solchen Arbeit stets berücksichtigt werden, daß sie kein Lehr- oder Handbuch ist und Manches mittheilen muß, worüber sich die Erfahrung noch gar nicht aussprechen konnte, so daß es rein voreilig sein würde, wollte der Bearbeiter solche Urtheile, die nur in der Hütte gefällt werden können, vom Schreibtisch aus machen.

Hoffentlich wird auch dieser zweite Band des Werkes seine Abnehmer finden und dann wird seiner Zeit ein dritter Band folgen, dem ein vollständiges Sachregister beigegeben werden soll. —

Schließlich muß noch bemerkt werden, daß die vorliegende Arbeit mit dem März abgeschlossen wurde.

Leipzig, Johanni 1859.

Carl Hartmann.

Inhaltsverzeichniss.

Erster Abschnitt.

Die mechanische Aufbereitung.

Erste Abtheilung.

Die Erzaufbereitung.

Seite

Drittes Kapitel.

Die mechanische Zerkleinerung des Setzwerks und der Pocherze, so wie deren Separation.

Die Separation.

Viertes Kapitel.

Die Siebsetzarbeit.

Fünftes Kapitel.

Die nasse Aufbereitung.

Zweite Abtheilung.

Die Aufbereitung der Brennmaterialien.

Aufbereitung der Steinkohlen.

Zweiter Abschnitt.

Der allgemeine oder präparative Theil der metallurgischen Hüttenkunde.

Erstes Kapitel.

Brennmaterialien.

Zweites Kapitel.

Gebläse.

Dritter Abschnitt.

Eisen.

Erstes Kapitel.

Roheisenfabrikation.

Construction der Hohöfen.

Zweites Kapitel.

Umschmelzen des Roheisens, Förmerei und Gießerei.

Drittes Kapitel.

Stabeisenfabrikation.

Viertes Kapitel.

Stahlfabrikation.

Vierter Abschnitt.

Zink.

Fünfter Abschnitt.

Kupfer.

Sechster Abschnitt.

Blei.

Siebenter Abschnitt.

Silber.

Achter Abschnitt.

Gold.

Neunter Abschnitt.

Nickel.

Uebersicht
der
neuesten quantitativen Metall-Production.

Erster Abschnitt.

Die mechanische Aufbereitung.

Daß wir hier die Fortschritte der mechanischen Aufbereitung, sowohl der Erze als auch der Kohlen, an die Spitze dieses hüttenmännischen Buches stellen, bedarf wohl keiner weiteren Rechtfertigung, wiewohl es gebräuchlich ist, die hierher gehörigen Arbeiten ins Bereich der Bergbaukunde zu ziehen, da ein Karsten die Aufbereitung zur Metallurgie gerechnet und dieß ganz neuerlich in dem „Cours complet de Métallurgie", den Herr Lesoinne, Professor der Metallurgie an der Universität und Bergschule zu Lüttich, herausgiebt, geschehen ist. Der nachstehende Bericht über die neuesten Fortschritte der Aufbereitung gehört auch gewissermaßen zu den literarischen Nothwendigkeiten, da wir seit 1831, seitdem der verewigte Karsten in dem zweiten Bande seines „Systems der Metallurgie" einen vortrefflichen Abschnitt über die Aufbereitung mittheilte, kein neueres systematisches Werk über den Gegenstand erhalten haben denn von dem, welches Prof. Gätzschmann zu Freiberg herauszugeben gedenkt, sind seit 15 Monaten erst sechs Bogen erschienen und obgleich dieselben eine tüchtige und vollständige Arbeit versprechen, so steht es doch nicht vollendet da und läßt sich gar nicht bestimmen, wann dieß der Fall sein wird. Das Bedürfniß baldigster Vollendung dieses Werks liegt aber vor!

Dagegen haben wir neuerlich eine Reihe sehr wichtiger Arbeiten über die Aufbereitung in einzelnen Bergwerksdistricten oder Grubenrevieren, oder über einzelne Maschinen und Processe erhalten, die hier zusammen zu stellen wir versuchen wollen.

Wir müssen zuvörderst die ganze mechanische Aufbereitung in die der Erze und Steinkohlen theilen.

Erste Abtheilung.

Die Erzaufbereitung.

Es sind besonders drei Arbeiten über die Aufbereitung in besondern Bergrevieren, die von großer Wichtigkeit für das vorliegende Buch sind, nämlich die erste „über den Standpunkt der Erzaufbereitung am Oberharze im Jahre 1857." Sie hat den belgischen Bergingenieur und Docenten Gillon zu Lüttich zum Verfasser; er theilte dieselbe in der „Revue universelle", Bd. 2, S. 487 ff., Bd. 3, S. 261 ff., 553 ff. mit vielen Abbildungen mit. Der Verfasser dieses Werks bearbeitete diese wichtige Abhandlung für seine Berg- und Hüttenmännische Zeitung, Jahrgang 1858, Nr. 31 u. f. auszugsweise.

Die zweite Arbeit handelt von der Aufbereitung der Blende und der Bleierze zu Immekeppel bei Bensberg im preußischen Bergamtsbezirk Siegen, ist von dem preußischen Bergwerksexspectanten Köttgen in Essen verfaßt und in Nr. 36 ff. der Berg- und Hüttenmänn. Zeit. von 1857 mitgetheilt. Eine zweite Arbeit über die Immekeppler Aufbereitungsanstalten rührt von dem französischen Bergeleven Grateau her und ist im Bull. de la Soc. de l'Ind. minérale, Bd. II, S. 506 ff. abgedruckt und von noch mehr Abbildungen begleitet, als die Köttgen'sche Arbeit.

Herr Grateau bemerkt, daß diese neuen Pochwerke und Wäschen von dem später in Deutz beschäftigten Ingenieur Neuerberg angelegt worden seien; er habe die bedeutendsten Bergwerksbezirke Deutschlands wiederholt besucht, um die Fortschritte der mechanischen Aufbereitung zu verfolgen. Man dürfe die Aufbereitungsanstalt zu Immekeppel als ein Ganzes der neuern Verbesserungen bei dem Aufbereitungswesen, kurz als ein Musterwerk ansehn.

Die dritte Arbeit betrifft die „Aufbereitung von Himmelfahrt Fundgrube bei Freiberg," hat den jetzigen Bergverwalter H. A. Herbrig zu Lößnitz (damals in Freiberg) zum Verfasser und ist in der Berg- und Hüttenmänn. Zeit., Jahrg. 1856, Nr. 26 ff. abgedruckt. Diese Abhandlung ist von dem Professor der Metallurgie an der Universität zu Lüttich, Herrn Delvaux de Fenffe, für die Revue universelle, Bd. III, S. 209 ff. und Bd. IV, S. 274 ff. bearbeitet, mit vielen Zusätzen und trefflichen Abbildungen versehen.

Von allgemeiner Wichtigkeit für das Aufbereitungswesen ist auch

endlich der in dem Freiberger Jahrbuche auf 1858, S. 164 ff. mitgetheilte Auszug aus einem Reiseberichte des Herrn Pochwerksinspector Hertwig, die Aufbereitung betreffend. Geschrieben im Jahre 1855.

Von besonderer Wichtigkeit sind die auf dem Oberharze in den letzten Jahren gemachten Fortschritte, und wir müssen hier noch nachstehende allgemeine und zu dem Folgenden einleitende Bemerkungen darüber machen, ehe wir zu ihren verschiedenen Abschnitten übergehen:

Die Erzaufbereitung ist am Oberharze trefflich organisirt; verschiedene Materialien werden häufig in verschiedenen Werkstätten aufbereitet, und die Arbeit wird so rein als nur irgend möglich ausgeführt. Will man aber die Oberharzer Aufbereitung und ihre Resultate aus einem allgemeinen Gesichtspunkte darstellen, so darf man nicht außer Acht lassen, daß wichtige Elemente für diese Auffassung in den geringen Lohnsätzen so wie in dem Silberreichthum der aufzubereitenden Erze liegen. Aufbereitungskosten, wie sie der Oberharz hat, sind nur bei einer so gut eingerichteten Verwaltung möglich, allein diese würde ebenso wenig in andern Ländern, bei geringerem Silbergehalt der Erze, oder dann möglich sein, wenn sich ein solcher Bergbau- und Hüttenbetrieb in Privathänden befände und alle seine Theile einer freien Concurrenz unterworfen wären.

Die Aufbereitungskosten sind, wie wir wiederholt nachweisen können, in dem wichtigsten Bezirk des Oberharzes seit einigen Jahren wesentlich herabgegangen, und wir werden Gelegenheit haben, wichtige neue Versuche zu erwähnen, welche in naher Zukunft eine anderweitige Verminderung herbeiführen werden.

Die ganzen Oberharzer Aufbereitungsarbeiten zerfallen in die Scheidung, die Setzarbeit, und die nasse Aufbereitung oder die Wäscharbeiten. — Die Erfahrung hat seit längerer Zeit bewiesen, daß es besonders die letztere Arbeit ist, welche große Verluste veranlaßt. Aus dieser wichtigen Thatsache, die eine Folge der Beschaffenheit der Arbeit selbst und ihrer Unvollkommenheit ist, geht deutlich hervor, daß die der nassen Aufbereitung vorhergehenden Arbeiten der Art betrieben werden müssen, daß die Vorräthe so viel als nur irgend in haushälterischer Beziehung thunlich, der Wäscharbeit entzogen werden. Man hat im Oberharz Scheide- und Setzarbeit nach diesen Grundsätzen einzurichten gesucht.

Das zu den Wäschen gelangende Haufwerk besteht aus dem röschen Korn und den Schlämmen von dem Röschpochen und aus

einem großen Theile der Producte des Feinpochens, d. h. aus Haufwerk von sehr verschiedenartigem Korn, das bei der Setzarbeit keine hinlänglich reinen Graupen giebt, da es das Erz zu fein eingesprengt enthält. Um nun der nassen Aufbereitung so wenig als möglich Haufwerk zu überlassen, muß man die Setzarbeit so weit als möglich treiben, und mit so grobem Korn beginnen, als die Separation nur gewährt, um einen möglichst reinen Abhub zu erlangen. Die Rückstände von dem ersten Setzen müssen alsdann so rösch als möglich verkleinert, d. h. durchgewalzt oder verpocht werden. Die Korngröße muß jedoch nach der Mächtigkeit der Erztrümmer und der Art des Eingesprengt-Vorkommens regulirt werden. Der Rückstand von diesem zweiten Setzen wird etwas feiner zerkleinert und auf diese Weise fährt man fort, ein immer feineres Korn zu erlangen, so lange wie der Abhub noch schmelzwürdig ist, und zuletzt gelangt der Rückstand zur nassen Aufbereitung. Bei einem solchen Verfahren erlangt man so viel als möglich Setzgraupen und so wenig als möglich Schlämme. Man sucht am Harz so viel als thunlich den Grundsatz zu befolgen, ein möglichst gleichgroßes Korn setzen zu können, während man an andern Orten diesen Grundsatz verworfen hat.

Die Anwendung dieser Regeln einer guten Setzarbeit paßt auf alle Formgrößen des Erzes zwischen den folgenden beiden äußersten Fällen:

1. Wenn die Setzarbeit aus dem Grunde unzweckmäßig ist, weil Erz und Gangart beim Reinscheiden gut von einander getrennt werden können;

2. wenn die Unzweckmäßigkeit des Setzens aus dem Grunde hervortritt, weil das Erz zu fein eingesprengt in der Gangart vorkommt, so daß es fein gepocht und verwaschen werden muß.

Zwischen diesen beiden äußersten Fällen wird die Setzarbeit auf sehr verschiedenartig eingesprengte Erze angewendet. Nach diesem Vorkommen muß sich die Größe des Korns, welche das Pochen oder Verwalzen bewirkt, richten. Es folgt daraus, daß man bei dem geförderten Erze sowohl, als bei den Scheidevorräthen nicht allein Erz und Gangart, sondern auch verschiedene Korngrößen separiren müsse, und zwar hauptsächlich aus dem Grunde, um jede für sich zum Setzen durch das Verkleinern vorbereiten zu können.

Jedoch hier bleibt die Classificirung noch nicht stehen; Beschaffenheit und Eigenthümlichkeit der Gangarten verwickeln sie. Eine gute Scheidearbeit muß darauf hinausgehen, so wenig als möglich Kleines zu liefern, so daß das möglichst kleinste Verhältniß von dem Erze

zur nassen Aufbereitung gelangen muß. Bei dieser letzteren, namentlich bei der Wäscharbeit oder der Erzconcentration auf geneigten Herden, ist aber der Erzverlust nach der Beschaffenheit der beibrechenden Gangarten verschieden; Kalkspath 2c. wird von dem Wäschwasser leichter weggeführt, als eine schwere, wie z. B. Schwerspath; die Erzverluste steigen mit der Schwierigkeit der Trennung. Andererseits verhalten sich zwischen den Zerkleinerungsapparaten nicht alle Gangarten gleichmäßig, indem die einen ein rösches Korn und die andern Schlämme geben. Es sind dieß Umstände, die man zu benutzen suchen muß. Erze mit wesentlich verschiedenartigen Gangarten zusammen zu verpochen würde sehr nachtheilig sein; Regelmäßigkeit und Dauer der Arbeit würden darunter leiden, und der Verlust würde steigen. Unter wesentlich verschiedenartigen Schwierigkeiten bei Abscheidung der Gangarten müssen Apparate und Betrieb der nassen Aufbereitung zweckmäßig verändert werden, so daß man für jeden Fall die günstigsten Verhältnisse erlangt. Man gelangt zu einem solchen rationellen Betriebe, wenn man beim Ausschlagen und Scheiden die Erze nach der vorherrschenden Beschaffenheit der Gangart separirt.

Die durch jedes von den drei besprochenen Mitteln erlangte Menge schmelzwürdiger Erze ist nach der Beschaffenheit der metallischen Substanzen auf der Lagerstätte verschieden. Seit einer Reihe von Jahren sind aber die zu Gute zu machenden Erzhaufwerke des Oberharzes ärmer geworden, indem reinere Erze in geringeren Mengen vorkommen. Seitdem man also weniger Stufferze zur Hütte liefern konnte, mußte man der Setzarbeit eine größere Ausdehnung geben, um die Wäscharbeiten wo möglich zu beschränken und nicht zu vermehren. Die nachstehende Uebersicht zeigt die Veränderungen, die in dieser Beziehung in dem Claustbaler Bezirk in dem Zeitraume von 1825—1856 vorgekommen sind:

100 Theile zur Hütte geliefertes Erz bestanden in den Jahren

	1825	1856
in Stufferz vom Scheiden .	410	264
„ „ von der Setzarbeit	200	406
„ Schliech von der Wäscharbeit	390	330
	1000	1000

Die große Verminderung, welche die Menge der von der Scheidearbeit gelieferten Stufferze erlitten hat, giebt den Beweis, daß die Erze jetzt weit weniger in derben Massen, als eingesprengt vorkommen, und ungeachtet dieses Umstandes hat die Schliechmenge sich

noch etwas vermindert. Es rührt dieses vortheilhafte Resultat von der größeren Ausdehnung der Setzarbeit her, die noch immer mehr steigt.

Das hier über die Oberharzer Aufbereitung Gesagte bezieht sich nur auf deren neueren Standpunkt, der nach dem Ausspruch vieler Sachkenner ein sehr vervollkommneter ist. Eine Zusammenstellung der bis zum Jahre 1855 im Betriebe befindlichen Aufbereitungsmethoden findet man in dem Werke des Verfassers von dem vorliegenden: Ueber die mechanische Aufbereitung der silberhaltigen Bleierze am Oberharze und an einigen andern Orten in ihrem jetzigen Zustande. Nach Abhandlungen der französischen Bergingenieure de Hennezel, Burdon, Pernolet und Rivot, so wie der deutschen Bergingenieure Osann, Scheerer, Vogl und Wimmer, bearbeitet. Mit 15 Tafeln. 2. Auflage. Weimar 1858.

Erstes Kapitel.

Das Absondern in der Grube und das Ausschlagen und Scheiden über Tage.

Am Oberharze wird das Gewonnene in Berge, welche zum Versetzen in der Grube bleiben, in groben Wänden und in Grubenklein ausgehalten, und diese beiden Erzsorten werden zu Tage gefördert. Zuweilen, jedoch nur ausnahmsweise, hält man auch, wenn frische Anbrüche vorkommen, Stufferz aus, welches in Reserve gehalten und nur dann gefördert wird, wenn es der Hütte an Erz fehlt.

Der Abbau wird auf Förstenbauen bewirkt und mit Sorgfalt ausgeführt; die Sohle wird gut unterhalten, jedoch nicht dicht, so daß kein Schlamm entsteht, der die Erzstücke beschmutzt. Man bildet sie aus einer etwa 0,24 Meter (10 Zoll) dicken Schicht, die aus festgestampften kleinen Bergen besteht. Dennoch dringt das Grubenklein hinein. Ehe man aber eine alte Straße bedeckt, nimmt man eine etwa 5 Zoll starke Schicht ab und schafft sie nach dem Pochwerke, woselbst sie mit dem Grubenklein verarbeitet wird.

Wände und Grubenklein werden entweder direct zu Tage gefördert, oder auf der schiffbaren Strecke (Tiefen-Wasserstrecke) bis

zum Treib- und Förderschachte gefördert, dessen Tageöffnung in der Nähe der Pochwerke des Clausthaler Thales liegen. Die Streckenförderung wird durch 8 Meter lange, 1,20 Meter breite und 1 Meter tiefe Boote bewirkt. Die Tageförderung erfolgt auf kleinen Eisenbahnen, die bis zu den Ausklaubehalden führen.

Das Ausklauben und Ausschlagen über Tage. — Wenn die Wände nicht schon unter Tage von dem Grubenklein getrennt worden sind, so erfolgt dieses beim Ausstürzen des Erzes auf der Halde, wo jene weiter wegfallen, als dieses; überdies geschieht das Ausklauben in den Scheidebänken, wohin die Erze transportirt worden sind, durch Jungen. Man macht zwei Haufen: reiche und arme Wände. Das Grubenklein kommt mit dem Scheideklein zur Aufbereitung, wo wir es wieder finden.

Die Ausschläger sind mit Fäusteln mit 60—80 Centim. langen Helmen versehen, zerschlagen die Wände und machen ein erste Scheidung. Dieselbe wird aus drei verschiedenen Gesichtspunkten bewirkt: nach dem Erzgehalt des geförderten Erzes, nach der Beschaffenheit der auf der Lagerstätte vorkommenden Erze und nach der Beschaffenheit der zusammen vorkommenden Gattungen. Betrachten wir das Ausschlagen und Scheiden im Allgemeinen, so finden wir alle nur möglichen Fälle. Die zerschlagenen und nach ihrem Gehalt geschiedenen reichen Wände geben folgende Sorten: A. Stufferz, welches zur Hütte kommt. B. Scheidestufferz, oder Ausschlageerz, in welchem das reine Erz in hinlänglich großen Massen vorkommt, um durch Scheidung schmelzwürdiges Erz daraus zu gewinnen. C. Schurerz, in welchem das Erz in Schnüren oder kleinen Massen von hinlänglicher Größe vorkommt, daß sie durch Verwalzen in rösche Körner verwandelt und bei der Setzarbeit ein hinlänglich reicher Abhub gewonnen werden kann, der schmelzwürdig ist. D. Pocherz mit minder reichen Schnürchen, in dem die reichen Punkte mehr eingesprengt vorkommen, so daß es feiner verwalzt, oder, wenn sie hart sind, verpocht werden muß. E. Bergerz mit so fein eingesprengten Erztheilchen, daß es dem Feinpochen unterworfen werden muß, weshalb man auch diese Sorte Pochgänge nennt. F. Berge.

Berücksichtigt man die Beschaffenheit der Erze nach ihrem verschiedenen Metallgehalt und nach den Gangarten, so erlangt man folgende Unterabtheilungen bei den obigen Klassen:

A. Stufferz, als: a) derben Bleiglanz; b) kupfrigen Bleistuff, d. h. Bleiglanz mit einem Antheile von Kupferkies; c) Kupferstuff, d. h. Kupfer- und Schwefelkies; d) Blendestuff.

B. Das Scheideerz giebt: a) bleiisches; b) bleiisch-kupfriges; c) bleiisch-blendiges.

Diese verschiedenen Sorten werden in den Scheidehäusern rein geschieden.

Im Andreasberger Bezirk, wo besonders silberreiche Erzstücke vorkommen, welche dieses Metall als gediegen Silber, Antimon- und Arsensilber, Glanzerz 2c. enthalten, beschränkt man sich nicht auf bleiisches Stufferz, sondern bei einer speciellen Scheidung erhält man sehr reiches Silbererz, welches, wenn es 20—25 Proc. Silber enthält, Wascherz Nr. 1, und bei 5—20 Proc. Silber Wascherz Nr. 2 genannt wird. Diese reichen Erze kommen unmittelbar zur Silberhütte und werden dort mit Werkblei in den Treibofen eingetragen, um das Silber als Blicksilber zu gewinnen. Auch die Arsenerze werden in diesem Bezirk geschieden und auf der Silberhütte auf arsenige Säure zu Gute gemacht.

C. Das Schurerz zerfällt: a) in bleiisches mit schwerer Gangart; b) in bleiisches mit leichter Gangart; c) in bleiisch-kupfriges.

D. Pocherz hat dieselben Klassen wie Schurerz.

E. Das Bergerz zerfällt nur in solches mit schwerer und mit leichter Gangart.

Das Ausschlagen und das Scheiden der armen Wände giebt dieselben Klassen wie das der reichen, nur weniger Scheideerz.

Bleiisches Scheideerz giebt beim Scheiden: zuvörderst bleiisches, bleiisch-kupfriges Stufferz, kupfriges Stufferz und Fahlerz, welches besonders geschieden wird. Dann erhält man Schur- und Pocherz von vielerlei Art: zwei mit schweren und mit leichten Gangarten und diese sind bei beiden: bleiische und bleiisch-kupfrige. Das Bergerz zerfällt in solches mit schwerer und mit leichter Gangart. — Endlich erhält man auch Berge. — Das Grubenklein gelangt zu den Separationsapparaten und dann zu den Setzsieben.

Die Haufwerke, welche eine gewisse Menge Fahlerz enthalten und bei der vorhergehenden Scheidearbeit fallen, werden für sich geschieden und geben: Fahlerz für die Hütte, Fahlerz für das Pochwerk, bleiisches und bleiisch-kupfriges Stufferz, so wie Schur- und Bergerz mit schwerer oder leichter Gangart, endlich Berge.

Bleiisch-blendiges, Scheide- oder Ausschlageerz giebt analoge Klassen, wie das bleiisch-kupfrige Ausschlageerz.

Zuweilen wendet man auch die Scheidung auf das Bergerz vom ersten Ausschlagen an und man erhält alsdann: bleiisches Scheideerz, welches mit dem bleiischen Scheideerze des Fahlerzes, von dessen

Scheidung wir oben sprachen, zur Scheidung kommt, ferner etwas bleiisch-kupferiges Erz. Außerdem erhält man Schur-, Poch- und Bergerz mit leichter und schwerer Gangart und endlich viele Berge. Das Grubenklein wird wie die andern Klassen behandelt.

Jetzt, wo die am Harze gewonnene Blende, die man dort nicht selbst verhüttet, nach Westphalen abgesetzt wird, hat man, besonders zu Lautenthal, woselbst die Erze sehr blendehaltig sind, die früher als Berge über die Halde gestürzten Erze der Art wieder ausgeklaubt. Man erhält dabei und bei der Scheidung vier Sorten: 1. Reine Blende, 2. blendiges Scheideerz, 3. Blei- und Kupfererz, welches zum Setzen kommt, 4. Taubes. Das Grubenklein enthält auch noch Erzstücke von hinlänglicher Größe, um sie wie die Wände zu scheiden.

In den Claustthaler Thalpochwerken hat man in dem dreijährigen Zeitraume von 1853—1856 auf 1000 Gewichtstheile gefördertes Erz im Durchschnitt folgende Mengen der einzelnen Klassen erhalten:

Berge	172
Bergerz	462
Pocherz	225
Schurerz	105
Stufferz	36
	1000

Da aber das Grubenklein mehr oder weniger mit Grubenschmand bedeckt ist, so muß es geläutert oder gereinigt werden, ehe es sich scheiden oder klauben läßt.

Zu Immekeppel bei Bensberg können in der Grube, des beschränkten Raumes wegen, nur die reinen Berge ausgeschlagen, und Wände und Grubenklein müssen durcheinander zu Tage gefördert werden. Beim Ausstürzen in die großen Tageförderwagen hält man die Wände bis zu faustgroßen Stücken aus.

Der Gang führt großblättrige und derbe feinkörnige Blende und Bleiglanz in Schnüren und sogenannten Klötzen, und der Quantität nach verhält sich durchschnittlich Bleiglanz und Blende = 1 : 4,9. Quarz kommt nicht viel im Gange vor, aber ein schlimmer Gefährte der Blende ist der einbrechende Spatheisenstein. Der Schwefelkies (spec. Gew. 6,25) findet sich nur beim Setzen des Grubenkleins unter den Bleigraupen (spec. Gew. 7,5) in ausgezeichnet schönen Krystallen (Oktaëder, Rauten- und Pentagondodekaëder), die meist unverletzt sind, woraus sich schließen läßt, daß sie in dem Letten der Salbänder oder in dem weichsten Thonschiefer eingewachsen vorkommen.

Es werden also, wie gesagt, die Gänge in Eisenblechwagen von 64″ Länge, 46″ Breite und 19″ Höhe, mit einem cubischen Inhalt von nahe 18 Scheffel, zu 40 Ctr. gerechnet, zur Aufbereitung gefördert als Wände und Grubenklein, und gelangen die ersteren zum Scheidehaus, das letztere zur sogenannten Trommelwäsche.

Die Wände werden vor dem Scheidehaus ausgestürzt und mit 5 Pfd. schweren Fäusteln aufgeschlagen. Bei dieser Grobscheidung fallen: 1. reine Stückblende; 2. Scheideerz; 3. Bleiwalzerz (I. Klasse); 4. Blendewalzerz (II. Klasse); 5. Walzerz (III. Klasse), worin Blei und Blende noch ziemlich grob eingesprengt sind, so daß beim Walzen sich noch Graupen bilden können; 6. Walzerz (IV. Klasse) arm und fein eingesprengt, und wird zur spätern Verarbeitung an einen besondern Ort auf die Halde gestürzt; 7. Berge. Die unter 2 genannte Sorte wird der Nachscheidung übergeben, und hierbei gehen außer reinem Blei- und Blendestufferz wieder die Sorten 3, 4, 5, 6, 7 hervor.

Durch diese einfache Scheidung wird eine möglichst genaue Sortirung der Erze nach Art und Gehalt erzielt und somit dem weitern Proceß der Aufbereitung bedeutend vorgearbeitet. Die Grobscheidung wird im Gedinge von 20 Sgr. für den Wagen à 18 Scheffel, die Nachscheidung im Gedinge von 2 Sgr. für den Centner Blei-, 1 Sgr. für den Centner Blendestufferz, 6 Pfg. für den Centner Walzerz I. und II. Klasse und 4 Pfg. für den Centner Walzerz III. Klasse ausgeführt.

Indem man die Wichtigkeit der Siebsetzarbeit in richtiger Weise würdigt, läßt man die sub 3, 4 und 5 genannten Sorten auf das Röschwalzwerk gehen. Blei- und Blendewalzerz reservirt man bis zur Concurrenz von ungefähr 300 Scheffeln und verarbeitet dann hintereinander jede Sorte für sich (monatlich 3—4 Mal), während das Walzerz III. Klasse die übrige Zeit der Aufbereitung beschäftigt.

Die Absonderung der Gänge in der Grube Himmelfahrt bei Freiberg. — Wir müssen hier mit Prof. Gätzschmann bemerken, daß von einer „allgemeinen Freiberger Aufbereitung" die Rede nicht sein kann, sondern daß sich vielmehr, je nach den hauptsächlichsten Verschiedenheiten der Gangausfüllungen 5 bis 6 verschiedene Systeme feststellen lassen. Die Aufbereitung auf Himmelfahrt, vielleicht die wichtigste Silbererzgrube der alten Welt, ist bekanntlich eine meisterhafte. Wir theilen einen gedrängten Abriß derselben mit, übrigens auf unsere oben angeführten Quellen verweisend.

I. Die Absonderung in der Grube. — Die Absonderung

der Gänge in der Grube ist der erste Schritt zu der Aufbereitung der Erze und hat zunächst den Zweck, das Förderquantum und die dadurch erwachsenden Kosten soviel als möglich herabzuziehen, indem man die Berge von den nützlichsten Mineralien im Gröbsten trennt und die letzteren nach ihrem verschiedenen Gehalte ebenfalls thunlichst separirt, um nicht bei der Förderung edle und unedle Geschicke zu vermengen und dadurch die Aufbereitung noch mehr zu erschweren.

Die Absonderung der Gänge in der Grube ist also von wesentlichem Nutzen und gegen die daraus hervorgehenden Vortheile gar nicht in Anschlag zu bringen, da diese Separation fast allenthalben eine Nebenarbeit der Häuer ist und als solche gleich mit ins Gedinge gegeben wird.

Wie überall, so liegt auch bei Himmelfahrt die Gewinnung den Doppel- und Lehrhäuern ob, die sie nach gehörigem Verschrämen zum größten Theil wie das Nebengestein durch Bohren und Schießen, weniger durch Schlägel und Eisen und Hereintreibearbeit gewinnen.

Sobald die Schüsse, vor Ort sowohl wie in den Förstenbauen, weggethan sind, haben die Häuer die Pflicht, das Haufwerk wegzusaubern, zu sortiren und an einen ihnen angewiesenen Ort zu bringen, von wo aus dann die Weiterbeförderung durch die Grubenjungen besorgt wird.

Bei der Separation (Sortirung) des gewonnenen Haufwerks trennt man durch gewöhnliches Aushalten und nur bei großen Wänden in Verbindung mit Zerkleinen

1. Scheideerz oder Scheidegänge,
2. Pochgänge incl. Grubenklein, und
3. Berge.

Die Scheidegänge bestehen in den derberen Massen und enthalten die nutzbaren Mineralien in einem solchen Zustande, daß sie sich für eine Handscheidung vollkommen eignen. Sie werden in den Abbauen entweder sofort in die Förderrollen gestürzt, oder, wenn dieselben bereits anderes Haufwerk enthalten, so lange an einem geeigneten Platze in den Bauen aufbewahrt, bis eine der Rollen vollständig entleert und für die Aufnahme von Scheideerz geschickt gemacht worden ist. Aus diesen Rollen, welche fast alle von den Strecken aus durch Schützen zu verschließen sind, wird das Scheideerz durch Hunde- oder englische Wagen dem Füllorte und in der Regel von hier aus sofort zu Tage gefördert und der Scheidebank zur weitern Separation übergeben.

Die **Pochgänge** bestehen meist aus Kiesen, Blende und Gangarten, in denen sich fein eingesprengter Bleiglanz und höchst selten edle Silbererze befinden. Mit dem Grubenklein vereint, werden sie durch die in den Bauen befindlichen Rollen auf die zunächst darunterliegende Strecke und von hier aus dem Füllorte zugefördert; sodann aber entweder mittelbar oder unmittelbar in die sogenannten Pochgängrollen gestürzt. Sind nämlich diese letztern so gelegen, daß man sofort mit den Fördergefäßen zu ihnen gelangen kann, so wird das Grobe beim Ausstürzen derselben dadurch zurückgehalten, daß über den Mündungen dieser Rollen eiserne Stäbe in 8 Zoll Entfernung von einander liegen. Nach beendigtem Ausstürzen hat entweder der Hundestößer selbst, oder ein besonderer Junge das Gröbere wegzusaubern und an einem ihm angewiesenen Ort auf dem Füllorte aufzusetzen.

Im entgegengesetzten Falle, wo die Pochgängrollen so gelegen sind, daß eine directe Förderung der Wagen oder Hunde zu ihnen unmöglich ist, werden dieselben auf dem Füllorte ausgestürzt und gewöhnlich, wenn die Förderung stark ist, durch 2 Jungen wieder auf- oder vielmehr weggefüllt, das Grubenklein in die Rollen gebracht, die groben Pochgänge aber aufgesetzt.

Die Bestimmung beider Sorten ist von hier aus das Ueberliefern an die Ausschlageplätze, indem die angeführte Absonderung des Groben vom Grubenklein in den meisten Fällen nur unzureichend ist und deshalb noch einer weitern Vervollkommung bedarf, ehe das Grubenklein den Abläutervorrichtungen übergeben werden kann.

Das 3. Separat bei der Absonderung in der Grube sind die **Berge**. Sie sind die unhaltigen Bestandtheile des gewonnenen Haufwerks und werden, nachdem sie sorgfältig geprüft worden sind, ob sie nicht noch nutzbare Mineralien enthalten, entweder in der Grube zu Bergversatz benutzt, oder, fällt deren eine zu große Menge, als daß sie alle zu diesem Zwecke verwendet werden könnten, wie die vorhergehenden Sorten zu Tage ausgefördert und hier sofort über die Halde gestürzt.

Außerdem werden bei dieser Arbeit die vorkommenden **derben** und **edeln Geschicke** als derber Glanz und die **edeln** Silbererze besonders ausgehalten und theils in Körben, theils in verschlossenen Kästen verpackt zu Tage gefördert. Vielfach hatte man beobachtet, daß namentlich bei der Weiterförderung des Scheideerzes durch die in den Bauen befindlichen Rollen die hervorstehenden Glanzecken absprangen und so unter das Grubenklein kamen.

Diesem Uebelstande ist in neuerer Zeit dadurch abgeholfen worden, daß sowohl Häuer als Jungen angewiesen sind, derartige hervorstehende Ecken abzuschlagen und dem Glanze beizugeben, mit welchem sie alsdann aus den Bauen in Körben auf Strecken gebracht, in Erzkästen verpackt und entweder sogleich, oder nach Ansammlung einer größern Quantität zu Tage gefördert werden.

Das Gezähe, dessen man sich bei der Absonderung in der Grube bedient, ist das gewöhnliche Handfäustel von 3 bis 5 Pfd. Gewicht mit einem 12 bis 14 Zoll langen Helme, und das größere oder Gängfäustel, von 6 bis 12 Pfd. Gewicht, einem 24 bis 30 Zoll langen Helme und einer 2 bis 2½ Zoll ins Gevierte breiten, etwas ovalen Bahn.

Beide Arten von Fäustel dienen zum Zerkleinern der gröbsten untransportablen Wände.

Zum Einfüllen der Gangmassen bedient man sich der gewöhnlichen Bergkratze und zur Förderung derselben in den Bauen fast nur der eisenblechernen Körbe, auf den Strecken aber mehr des Troges, der Karren und für größere Entfernungen der ungarischen Hunde, vorzüglich aber der englischen Wagen.

Die Arbeit der Absonderung der Gänge in der Grube wird unter der speciellen Aufsicht der Gänghäuer und Steiger ausgeführt.

Die Kosten dieser Arbeit sind, wie schon früher erwähnt, gering, vollends im Verhältniß des daraus erwachsenden Gewinnes. Sie lassen sich jedoch nicht wohl speciell angeben, da jene Arbeit als Nebengeschäft von den Häuern, zum Theil von den Grubenjungen verrichtet wird. Im Allgemeinen kann man aber annehmen, daß bei einem den Häuern zu stellenden Gedinge 2 bis 2½ Thlr. für das Saubern gerechnet werden können.

II. Das Ausschlagen der Gänge über Tage. — Das Ausschlagen der Gänge über Tage ist nur als eine Vervollständigung der Ansonderung in der Grube zu betrachten, der Zweck desselben bleibt daher größtentheils derselbe. Im Ganzen genommen ist es immer noch eine Sonderung aus dem Groben, doch geht man hier schon weiter und bereitet das Haufwerk so vor, daß es unmittelbar zum Pochen und Verwaschen, zum Scheiden und Klauben kommen kann.

Die Arbeit des Ausschlagens wird entweder bei gutem Wetter unter freiem Himmel auf der Halde, oder in besonders dazu erbauten Ausschlageschauern verrichtet, und dies geschieht zur Zeit bei den drei Hauptausförderungsschächten:

1. beim Abrahamer Kunst- und Treibeschacht in 2 Schauern und auf der Halde;
2. beim David Richtschacht in einem Schauer und auf der Halde, und
3. bei Alte Elisabeth- und Reiche Zeche nur auf der Halde.

Eine Hauptsache bei dieser Arbeit ist bekanntlich, daß die Orte, wo sie verrichtet wird, möglichst nahe den Ausförderungspunkten gelegen seien, damit nicht ohne Noth eine kostspielige Förderung entstehe, die bei dem dieser Arbeit zu unterwerfenden Haufwerke um so mehr vermieden werden muß, als dasselbe ohnehin schon sehr geringhaltig ist.

Mit dem Fäustel werden nur noch kiesige Pochgänge und zwar bei allen Schächten von Gedingausschlägern ausgeschlagen. — Die erwähnte Eisenbahn verbindet die Hängebank mit der Scheidebank und der Ausschlagebank, mußte daher, um mit ihrer Sohle in das Niveau der letzteren zu kommen, höher gelegt werden als die Sohle des Ausschlageschauers, was durch eine aufgeführte Mauer bewirkt wurde, die sich aber nach der nördlichen Seite hin wieder in die Sohle des Schauers verläuft.

Die Eisenbahn selbst ist an der östlichen Seite der Mauer hingeführt, um den zur Seite gebliebenen Raum zur Aufbewahrung der in der Scheidebank fallenden Kupfererze zu benutzen. Vor der südlichen Thür des Schauers ist sie mit einer Doppelscheibe versehen, um die 20 Kübel (à = 2500 Cubikzoll) fassenden Wagen darauf zu drehen, und nach verschiedenen Richtungen hin fördern zu können, je nachdem Scheideerz oder Pochgänge in denselben enthalten sind.

Die hier zu verarbeitenden Massen liefert der Frischglück und Erzengel Stehende, der Gottlob Morgengang und der Neuhoffnung Flache. — Alle auf diesen Gängen gewonnenen Pochgänge werden, insoweit sie der Abrahamer Revier abstammen, nur mit wenigen Ausnahmen zusammen als grobe und klare Pochgänge zu Tage gefördert; die groben, soviel deren aus der Grube kommen, mittelst Eisenbahnwagen sogleich in den Ausschlageschauer gefördert, die zweite Sorte aber, und die bei Weitem häufigere, wird entweder auf die Halde gebracht, oder auf einem Roste durchgezogen, um das Grobe von dem Klaren abzusondern.

Derselbe besteht aus, aufs Hohe gestellten, Eisenstäben von 4 Ellen Länge, die an den Enden 8 Zoll überbogen und auf Schwellen befestigt sind. Seine ganze Länge beträgt 20 Ellen und er hat eine Neigung von 18 Grad; liegt über einer ebenso langen Rolle, welche

bei 16 Ellen vom Treibegöpel an der Halde hinauf gemauert ist und 25 Fuhren = 540 Kübel Fassungsraum hat. — Das untere Ende dieser Rolle ist mit 5 Schützen versehen, um das in dieselbe gelangte Grubenklein entfernen und durch Eisenbahnwagen der, auf dem Boder Setzwäsche befindlichen, Arbeiterrolle zuförbern zu können.

Die durch diese letztere Arbeit erhaltenen und sofort geförderten groben Pochgänge unterscheidet man je nach der Art ihrer Bestandtheile:

1. in grobe und
2. in späthige Pochgänge.

Jede von diesen Arten wird besonders behandelt oder ausgeschlagen, d. h. in Stücke von der Größe eines Hühnereies mittelst des sogenannten Ausschlagefäustels, von 2 bis 3 Pfd. Gewicht, oder, wie es jetzt geschieht, durch Scheideeisen zerschlagen und hierbei folgende Sortirung bewirkt:

A. blendige und
B. kiesige Pochgänge.

Die ersteren bestehen hauptsächlich aus Zinkblende und Quarz mit nur wenig einbrechendem Bleiglanz; die letzteren sind der Hauptsache nach Schwefelkies mit wenig einbrechendem Bleiglanz, enthalten aber auch in geringen Quantitäten Quarz, Arsen- und Kupferkies.

Würde man diese Sorten nur allein machen, so kämen theils zu gute, theils zu geringe Massen unter die Pochgänge, weshalb man auch bei beiden noch verschiedene Unterabtheilungen darstellt und zwar unterscheidet man:

1. Bei den blendigen Pochgängen:
   a) Scheideerz,
   b) eigentliche blendige Pochgänge,
   c) derbe Zinkblende,
   d) quarzige Blende, sogen. Mittelsorte,
   e) Kiese (Schwefel- oder Eisenkies),
   f) Arsenkies.
   g) Berge.
2. Bei den kiesigen Pochgängen.
   a) Scheideerz,
   b) kiesige Pochgänge,
   c) Stuffkies (ziemlich reiner Schwefelkies),
   d) Arsen (Arsenkies),
   e) Blende (und blendige Pochgänge),
   f) Berge.

Bei der zweiten Hauptabtheilung, den späthigen Pochgängen, unterscheidet man:

a) Scheideerz,

b) eigentliche Pochgänge, bestehend aus theils frischem, theils aufgelöstem Gneise, Braunspath, Quarz ꝛc., mit sehr fein eingesprengtem Glaserz, Rothgiltigerz, zuweilen auch Fahlerz,

c) Schwerspath und

d) Berge.

III. Das Reinscheiden oder das Scheiden in der Scheidebank. — Dem Reinscheiden werden alle Erze unterworfen, welche man als Scheideerz in der Grube separirt, so wie die beim Ausschlagen über Tage, zum Theil auch beim Abläutern und Klauben erlangten Scheidegänge.

Diese Arbeit hat es demnach mit dem reichhaltigsten Haufwerke zu thun und muß sehr sorgfältig und genau dabei zu Werke gegangen werden.

Eine Hauptsache bei dieser Arbeit ist, daß die aus ihr hervorgehenden Proben rein geschieden werden, damit daraus der größtmöglichste Nutzen, d. h. die höchste Bezahlung, gezogen werden kann, und die spätern hüttenmännischen Processe soviel als möglich erleichtert werden.

Um diesen Anforderungen Genüge leisten zu können, ist es aber auch nothwendig, ein dazu vorgerichtetes zweckmäßiges Local zu wählen, in welchem diese Arbeit ungestört und so verrichtet wird, daß nichts verloren geht.

Dieses Local ist die Scheidebank, und was in dieser Beziehung von einer Scheidebank zu erwarten ist, findet sich zum Theil bei sämmtlichen, dem Grubengebäude Himmelfahrt gehörigen, auch vor. Die Anzahl der Scheidebänke beträgt vier, wovon je eine auf den Abraham-, den David-Richtschacht, Alte Elisabeth- und Reiche Zeche kommt.

Das Haufwerk, welches bei der Abrahamer Scheidebank zur Verarbeitung kommt, liefert der Frischglück- und Erzengel Stehende, der Gottlob Morgengang und der Neuhoffnung Flache. Die Scheidegänge, mit Ausnahme der von letzterem Gange, sind grobe Geschicke, sie werden aus der Grube als grobes und feines Scheideerz gefördert, müssen daher vor ihrer Verarbeitung erst durchgezogen werden. Das erhaltene Grubenklein wird mehrmals gerättert und das hierbei durch den Rätter fallende Klare der Setzwäsche, das

über denselben Fallende aber den Scheidejungen zum Klauben übergeben.

Die einzelnen Proben und Massen, in welche man das zu scheidende Haufwerk sondert, sind:

1. Derber Glanz. Er muß möglichst frei von allen Nebenbestandtheilen, als Blende, Kies, Quarz und anderen Mineralien, sein. Er wird gewöhnlich trocken gepocht oder gewalzt, und hält 20—25 Pfundtheile Silber und gegen 60—65 Pfund Blei.

2. Blendiges Kleinpochen, eine geschiedene Probe, bei welcher gleichviel Glanz und Blende, weniger andere Mineralien vorkommen sollen. Diese, so wie die beiden folgenden Proben, werden gewalzt, das Feinste als Staubmehl sogleich geliefert, die andern Sorten aber dem Satzprocesse übergeben. Der Gehalt desselben beträgt 14—18 Pfundtheile Silber und gegen 30—40 Pfundtheile Blei.

3. Kiesiges Kleinpochen, von letzterem nur dadurch unterschieden, daß nächst dem Bleiglanz Kiese den andern vorwaltenden Bestandtheil ausmachen. Auf diese Erzprobe erhält man einen durchschnittlichen Gehalt von 8—10 Pfundtheilen Silber und etwa 30 bis 35 Pfund Blei.

4. Glanziges Kupfer, bestehend aus gleichen Theilen Kupferkies und Bleiglanz. Es hält 9—10 Pfundtheile Silber, 30—35 Pfund Blei und 1—2 Pfund Kupfer.

5. Derbes Kupfer, als reiner, von andern Kiesen befreiter Kupferkies vorkommend, wird trocken gepocht geliefert und hält 5 bis 6 Pfundtheile Silber und 2—3 Pfund Kupfer.

6. Kupferkies, eine Gemenge von Kupfer-, Schwefel-, Arsen- und anderen Kiesen, mit etwas Blende und Quarz, hält 4—6 Pfundtheile Silber und 1½—2 Pfund Kupfer.

7. Pochgänge.

8. Berge.

Außer diesen so eben betrachteten und beschriebenen Erzen sind nur noch die des Neuhoffnung Flachen übrig. Die Erze von diesem Gange, bereits in der Grube separat gehalten, kommen auch in der Scheidebank für sich zur Verarbeitung und geben auch dabei:

1. Gutes, welches aber jetzt nur noch selten vorkommt, aus dichtem Glas-, Rothgiltig- und Weißgiltigerz, zum Theil aus gediegenem Silber besteht, und 3—4000 Pfundtheile oder 30—40 Procent Silber im Centner enthält.

Die 2. Probe, das Mittle, ist gutes Silbererz, mit Quarz und

Späthen in einem solchen Verhältnisse verwachsen, daß die Erzmasse immer den überwiegenden Theil davon bildet; sie hält 800—1000 Pfundtheile Silber oder 8—10 Procent im Centner.

3. Geringes Erz, in welchem die Gangarten vorzüglich vertreten, die Silbererze aber nur eingesprengt enthalten sind. Der Gehalt ist 20—150 Pfundtheile, zuweilen noch mehr, im Centner.

4. Spathglanz. Derselbe ist reiner, in diesen Gängen brechender Bleiglanz. Er muß so rein als möglich geschieden werden und hält gegen 40—50 Pfundtheile Silber und 40—50 Pfd. Blei im Centner.

5. Pochgänge und

6. Berge.

Diese so geschiedenen Massen werden, außer den beiden letzteren Sorten, den Pochgängen und Bergen, ehe sie dem Trockenpoch- oder Walzwerke zugefördert werden können, in 5 Rollen gestürzt, welche einestheils in den durch die Abrahamer Halde getriebenen Tunnel, anderntheils durch einen in der Scheidebank sich vorfindenden parallelepipedischen hölzernen Einbau enden.

Bei der Arbeit des Scheidens werden die Wände in Stücke von der Größe eines Hühnereies geschlagen, und die Gezähe, deren man sich dabei bedient, sind:

1. Das Scheidefäustel oder das Scheideeisen, ähnlich einem Maurerhammer, mit einer Bahn und einer rechtwinklig gegen den Helm gerichteten Fläche oder Schneide.

2. Das Klaubeeisen.

3. Eiserne Körbe.

4. Karren, und endlich das zum Aufgeben des Vorraths nöthige Gezäh, die Kratze und der Trog.

Wir schließen dieses Kapitel mit nachstehenden Worten des Pochwerksinspector Hertwig zu Freiberg, entlehnt aus seinem oben erwähnten Reisebericht:

„Der so oft ausgesprochene Satz, daß die Handscheidearbeit der wichtigste Theil der ganzen Aufbereitung ist, erlangt an allen den Orten, wo es auf vollständige Gewinnung der Zinkblende abgesehen ist, seine vollste Bedeutung. Schon zu Lautenthal am Harz, zur Zeit der ergiebigste Punkt des Harzgebirges für Zinkblendegewinnung, verfährt man mit einer großen Sorgfalt bei der Handscheidung, indem man dort den in dem Bleiglanz, der Zinkblende, und dem Kalkspath sehr häufig vorkommenden Kupferkies sorgsamst aushält. Schwieriger sind die Verhältnisse zu Bensberg und Diepenlinchen, wo in

der Regel zu dem Bleiglanz und der Blende noch Schwefelkies und bisweilen Galmei hinzutritt. Am complicirtesten aber habe ich das Vorkommen der Erze und den damit verknüpften Aufbereitungsproceß in Nouvelle Montagne bei Engis gefunden. Dort bestehen die geförderten Massen aus einem Gemenge von Bleiglanz, Schwefelkies, Galmei, Zinkblende, Kalkspath und Quarz. Die metallurgischen Processe sind dort der Art eingeleitet, daß jedes Erz in seinem reinsten Zustande zur Verhüttung kommen muß.

Um dies ermöglichen zu können, hat die Scheidearbeit nicht allein die Aufgabe, das, was als reines Stufferz zu erlangen ist, möglichst sorgfältig auszuhalten, sondern auch den nachfolgenden Setz- und Wäscharbeiten so vorzuarbeiten, daß vermittelst dieser die Trennung der einzelnen Erzarten auf das Vollständigste und Leichteste bewirkt werden kann. Aus diesem Grunde geht das Streben der Reinscheidearbeit dahin, zunächst Proben darzustellen, welche als reine Erze betrachtet werden können. Nächstdem stellt man aber Proben dar, in welchen allemal je zweierlei Erz mit einander verbunden ist, und schließlich, wenn auch dies nicht mehr möglich ist, macht man Proben, in welchen drei verschiedene Arten von Erzen vertreten sind. Auf diese Weise erhält man in Engis bei der Scheide- und Klaubearbeit:

1. Bleiglanzstuff,
2. Galmeistuff,
3. Blendestuff,
4. Schwefelkiesstuff,

} welche sämmtlich sofort verhüttet werden.

5. Bleiglanz und Galmei,
6. „ „ Blende,
7. „ „ Schwefelkies,
8. „ „ Bergart (Quarz und Kalk),
9. Galmei und Schwefelkies,
10. „ „ Bergart,
11. Blende und Schwefelkies,
12. „ „ Bergart,
13. Bleiglanz, Blende und Schwefelkies,
14. Schwefelkies, Blende und Bergart,
15. Bleiglanz, Galmei und Bergart.

Sämmtliche Proben von 5 bis 15 kommen vorerst zur Walz- und Setzarbeit und später auf Holländer Mühlen.

Es leuchtet ein, daß in Folge dieser sorgfältigen Trennung die bei den nachfolgenden Zerkleinerungs- und Concentrationsarbeiten

fallenden Producte von großer Reinheit sein müssen. Und in der That hat man es auch in jenen belgischen Werken in der Darstellung der einzelnen Erzproben ziemlich weit gebracht, und ist insonderheit das Ausbringen an Zinkblende sehr erschöpfend. Zwar sind die, bei einer mit solcher Sorgfalt durchgeführten Scheidearbeit erwachsenden Kosten nicht unbeträchtlich, denn sie belaufen sich in Belgien durchschnittlich auf 4 Fr. per 1000 Kilogr. rohes Haufwerk, wobei sich der tägliche Verdienst eines Arbeiters auf 1 Fr. berechnet, nichtsdestoweniger glaubt man aber dort, das bisherige Verfahren nicht verlassen und dagegen eine billigere Procedur in Anwendung bringen zu dürfen, weil der Erfolg hinlänglich durch den Calcul gerechtfertigt ist, welcher allerdings in seinen letzten Ziffern erst bei der hüttenmännischen Berechnung zum Vorschein kommt."

Zweites Kapitel.

Die Läuter- und Klaubearbeit für das Grubenklein.

Auf dem Oberharze ist diese Abläuter-, Klaube- und Separationsarbeit mit dem Grubenklein lange Zeit hindurch mit Hülfe des Ober- und Unterrätters, der Setzmaschinen zc. ausgeführt worden, jedoch auf eine wenig vortheilhafte Weise. Es ist zur Hebung der todten Masse der Rätter ein bedeutender Kraftaufwand erforderlich. Beim Niederfallen der Rätter in das Gerüst fallen heftige Stöße, die eine große Festigkeit der Maschine voraussetzen, während die zu separirenden Vorräthe in Folge der Stöße beim Herausgehen auf den Rättern aus dem Kasten herausspringen und dadurch der Separation entgehen können. Wegen geringer Oberfläche des Rätters kann auch entweder nur wenig auf einmal verarbeitet werden, oder es ist die Separation unvollständig.

Die zu dem Zwecke angewendeten Separationstrommeln sind seit Jahren versucht, aber wieder abgeworfen, da man die Versuche unter ungünstigen Umständen unternommen hatte; endlich ist man wieder darauf zurückgekommen. Obgleich nun jetzt noch viele Rätter im Betriebe stehen, so werden sie doch den Trommeln nach und nach weichen müssen. Verschiedene Abläutertrommeln haben schon die Rätter ersetzt; man findet sie in mehreren Pochwerken unter einem Separationsrätter. Ebenso giebt es auch Combinationen von Separationstrommeln.

Von diesen Versuchen verschiedener Einrichtungen wollen wir ein Ganzes von Abläuter- und Separationstrommeln in der Dorotheer Erzwäsche beschreiben. Dort haben sie Resultate gegeben, daß man sich veranlaßt gesehen hat, einen ähnlichen Apparat in den Polsterthaler Pochwerken zur Separation der Producte von dem Walzwerke vorzurichten. In der Dorotheer Erzwäsche verarbeitet man mit diesen Apparaten das Gruben- und das Scheideklein. Fig. 1 Taf. I. giebt einen Aufriß und Fig. 2 einen Grundriß von dem, aus einer Abläuter- und vier Separationstrommeln bestehenden Apparat. Die Abläutertrommel ist sechseckig; der Durchmesser des umschreibenden Kreises hat 40 Zoll (0,96 Meter). Ihre Achse a b ist $^1/_2$ Zoll auf den Fuß, d. h. $^1/_{24}$ nach der Klaubetafel T geneigt. Sie besteht aus vier Reihen gußeiserner Platten mit Löchern. Die Löcher der drei ersten Reihen sind 0,02 Meter weit; sie sind auf einer Länge von 54 Zoll, von c nach d vorhanden; die Löcher des letzten Plattenringes, von d nach e, auf eine Länge von 18 Zoll, haben 0,03 Meter Durchmesser. Unter dieser Trommel ist ein Trog angebracht, der mit ihr gleiche Neigung hat; derselbe ist mittelst des Scheiders c′ c′ in zwei Abtheilungen getheilt, die den beiden Reihen der Löcher in den Platten entsprechen. Der Theil des Troges, welcher den Platten von c nach d entspricht, ist etwa 1 Fuß auf $4^1/_2$ geneigt; sein unteres Ende steht mittelst einer geneigten blechernen Röhre f g mit der ersten, darunter liegenden Separationstrommel A in Verbindung. Die zweite Abtheilung des Troges neigt sich nach einem hölzernen Kanal h h. Die Trommel wird ihrer ganzen Länge nach aus einem Gerinne K′ mit Wasser versehen, indem dasselbe mit Löchern und Spalten versehen ist; anderntheils führt das Gerinne K einen Wasserstrom in den diese Trommeln umgebenden Trog. Die Wellen der vier Separationstrommeln laufen in Lagern, die an den schiefen Gerüsten N, N angebracht sind; jede ist mit einem Zahnrade versehen. Diese Räder greifen in einander und werden durch einen Laufriemen in Bewegung gesetzt, der die Triebwelle mit der Triebrolle I an der Trommel A verbindet. Die vier Separationstrommeln A, B, C, D sind 5 Fuß (1,44 Meter) lang und haben 18 Zoll (0,43 Meter) im Durchmesser; ihre Achsen sind $^3/_8$ Zoll auf den Fuß nach den Lutten m, n, o, p geneigt, welche dazu dienen, das aus den Trommeln Fallende in die Kasten E, F, G, H zu führen. Die Tröge dieser Trommeln haben eine von den letzteren entgegengesetzte Neigung von $1^1/_2$ Zoll auf den Fuß. Ihr unteres Ende steht mit gekrümmten und geneigten Kanälen q, r und

s in Verbindung, die das Material, welches die geneigte Sohle eines Troges abwärts geht, der unmittelbar darunter liegenden Trommel zuführen. Das aus der letzten Trommel D Fallende gelangt nach H und das Material aus dem Troge dieser Trommel fließt durch den geneigten Kanal t, t ab.

Die Oberfläche oder der Mantel der Trommel A besteht aus einem Drahtgeflecht von $^5/_8$ Zoll Weite, das der Trommel B hat Maschen von $^3/_8$ Zoll Weite, das der Trommel C von $^3/_{16}$ Zoll und das der Trommel D von $^1/_2$ Linie (0,001 Meter) Weite. Um ihr Verstopfen zu verhindern, sind längs dieser Maschen und etwas darüber horizontale Röhren v, v, v von 0,05 Meter Durchmesser angebracht, welche während des ganzen Betriebes aus den in einer gewissen Höhe angebrachten Gerinnen K oder K′ mit Wasser gespeist werden. Auf diese Weise wird die Metallgaze fortwährend durch ziemlich starke Wasserstrahlen gewaschen. Anderntheils gehen kleine Röhren von 0,03 Meter Durchmesser, von denselben Gerinnen, zu dem obersten Theil eines jeden Troges und geben Wasser, durch welches die Circulation der Materialien in den Trögen erleichtert wird.

Die große Abläutertrommel, die bei b mit einer Triebrolle zur Bewegungsübertragung versehen, die aber in der Abbildung weggelassen ist, macht bei einem Gange 16 bis 18 Umläufe in der Minute, die andern, die Separationstrommeln, dagegen nur 14 bis 16 Umläufe. Sehr zweckmäßig würde es sein, wenn sich die Rotationsgeschwindigkeit mit der Feinheit der Maschen verminderte.

Das abzuläuternde oder zu separirende Gruben- und Scheideklein wird auf eine Bühne über den Trommeln aufgestürzt und mit einer Schaufel in die geneigte Lutte L geworfen, wodurch es in die Abläutertrommel gelangt. Das aus der Trommel hervorgekommene Abgeläuterte fällt auf die Klaubetafel T, welche aus gußeisernen, mit quadratischen, $^5/_4$ Zoll (0,03 Meter) weiten Löchern versehenen Platten besteht; das auf derselben Liegenbleibende wird geschieden, während das Hindurchgefallene mittelst der geneigten Lutte h h in den darunter befindlichen Kasten H gelangt.

Das durch die Löcher von 0,02 Meter Weite Gefallene, welches sich in der ersten Abtheilung des Troges befindet, wird durch den Wasserstrahl mittelst der geneigten und gekrümmten Lutte f g in die Trommel A geführt, welche ebenfalls einen hindurchgehenden und einen durch die Maschen fallenden Theil giebt. Dieser letztere, welcher in dem Troge fortwährend durch den Wasserstrom weggenommen wird,

gelangt durch die geneigte und gekrümmte Lutte q, q in die folgende Trommel u. s. f., bis endlich die feineren Materialien, welche durch die Maschen der letzten Trommel D gegangen, durch die Lutte t, t in die Grabenführung gelangen.

Es giebt dieser Apparat nun folgende acht Klassen oder Separationen:

1. Scheideerz auf der Klaubetafel;
2. die durch dieselbe fallenden Vorräthe;
3. die durch die weiteren Maschen der Abläutertrommel gefallenen Vorräthe;
4. die aus der Separationstrommel A gefallenen Materialien;
5. die aus der Trommel B gefallenen;
6. = = = = C =
7. = = = = D =
8. die durch alle Maschen gegangenen Schlämme.

Die Trommeln werden durch zwei Arbeiter bedient, von denen der eine die Erze aufträgt, während der zweite die geneigten Lutten offen erhält und überhaupt den ganzen Apparat überwacht. Die Menge der zu läuternden und zu separirenden Vorräthe hängt von der Beschaffenheit derselben ab; je kleiner sie sind, desto weniger läßt sich auf einmal läutern und separiren, wenn ein Verstopfen der Maschen vermieden werden soll. Bei einem guten Betriebe und bei mittlerer Korngröße kann man mit dem Apparat etwa 2½ Treiben (700 Cubikfuß) in 12 Stunden verarbeiten. Die dazu erforderliche Wassermenge ist sehr bedeutend und beträgt etwa 35 Cubikfuß in der Minute. Es ist dies freilich ein Nachtheil, der jedoch nur unter localen Verhältnissen wesentlich ist und der durch eine größere Neigung der Trommeln vielleicht vermieden werden könnte. Wegen der Setzarbeit legt man am Oberharz großes Gewicht auf eine gute Separation der Erze nach der Korngröße.

Bei der Anwendung von Trommeln giebt es zwei wesentlich verschiedene Fälle. Der eine davon, der allgemeiner gebräuchliche, besteht darin, die zu separirenden Vorräthe zuvörderst durch denjenigen Theil der Trommel gehen zu lassen, welcher die engsten Oeffnungen hat, dann nach und nach in die nächst weitern. Das andere Verfahren ist das entgegengesetzte, indem die Vorräthe zuerst durch die weitesten und nach und nach durch die engern Löcher gehen müssen. Nach dem auf dem Harze befolgten System ist es in der Natur der Sache begründet, ein solches Verfahren zu befolgen, welches die regelmäßigste und gleichförmigste

Separation herbeiführt, wobei die Menge der abzuläuternden und zu separirenden Erze, die Größe des Wasserverbrauchs und der Materialaufwand nur als Nebendinge betrachtet werden. Aus einem allgemeinern Gesichtspunkte giebt daher das am Harze befolgte Verfahren minder gute Resultate als das andere, gewöhnlichere. Bei diesem ist aber eine Separation der feineren Korngrößen schwierig, auch setzen letztere sich leicht in den Maschen fest und werden der Arbeit hinderlich. Bei dem Betriebe der Harzer Separationstrommeln werden aber die gröbsten Körner zuerst abgesondert, und je feineres Korn die Vorräthe haben, um so mehr wird die zu bearbeitende Masse sehr bald vermindert, welches freilich ein sehr günstiger Umstand für die Regelmäßigkeit der Separation ist. Man ist dadurch dahin gelangt, rösche Körner der Setzarbeit zu unterwerfen, die früher in Schlämmherden und auf Planherden verarbeitet werden mußten.

Das Klauben oder Ausklauben auf Grube Himmelfahrt bei Freiberg. — Das Klauben oder Ausklauben des Grubenkleins, die letzte Arbeit der trocknen Aufbereitung, bildet für sich allein keine selbstständige Arbeit, aber in Verbindung mit einer andern, ihr vorhergehenden, ist sie, seitdem man angefangen hat das Grubenklein zu setzen, nicht ohne Bedeutung.

Diese Vorarbeit ist das Abläutern.

Man bezweckt dadurch eine Reinigung des Grubenkleins von dem anhängenden Schmande, so wie eine vorläufige Absonderung des Haufwerkes nach seiner verschiedenen Größe.

Die Arbeit des Abläuterns erfolgt bei dem in Rede stehenden Grubengebäude:

1. durch das Kipp- (vulgo Köpp-) sieb und
2. durch Rätter.

Die erstere von diesen Vorrichtungen, vorzugsweise die Abläutermaschine genannt, ist in die Setzstube eingebaut und steht ziemlich in deren Mitte.

Sie nimmt einen Raum von 5 Ellen Länge, 3½ Ellen Breite und mit den zu ihr gehörigen Theilen die ganze Höhe der Setzstube ein.

Ihre Einrichtung ist folgende:

Den wesentlichen Theil dieser Abläutermaschine bildet das Kippsieb; es ist ein 1 Elle 14 Zoll langer, 1 Elle 3 Zoll breiter und 15 Zoll tiefer Kasten, mit einem besonders eingesetzten Siebboden versehen, der aus kreuzweisen Lagen von Eisendrathstäben besteht, welche Maschen von ½ Zoll Seitenbreite bilden.

Die Vorderwand des Siebes wird durch eine Thür gebildet, die sich um ein Charnier dreht und durch einen Riegel verschlossen wird.

Das Sieb hängt in einem 2 Ellen 10 Zoll langen, 2 Ellen 4 Zoll breiten und 3 Ellen hohen Wasserkasten, welcher unten gegen die eine Ecke, bis zu einer kleinen Oeffnung, trichterförmig zusammenläuft, mittelst eines eisernen Spundes aber verschlossen werden kann. Der Stab, an welchen unten dieser Spund befestigt ist, geht sonach an einer Seite des Wasserkastens, ohne Behinderung der Arbeit, bis über den Wasserspiegel heraus und kann durch einen Hebel auf- und niedergelassen werden.

Zu beiden Seiten des eisernen Siebes sind hölzerne Siebe angebracht, zwischen denen sich dasselbe mit seinen an beiden Seiten befindlichen Axen senkrecht auf- und niederbewegt.

Im tiefsten Stande ruht das Sieb mit seinen Axen auf, zwischen den Leitungen angebrachten, Pfadeisen oder Zapfenlagern und wird mittelst eines am Siebkasten befestigten Hebels auf- und niedergeschwenkt.

Behufs des Aufhebens und Niederlassens ist endlich dasselbe an zwei Ketten aufgehängt und diese oben über zwei Scheiben von 1 Elle Durchmesser gelegt, auf denen sie sich auf- oder abwickeln, je nachdem das Sieb aufgezogen oder niedergelassen wird.

Eine dritte, auf derselben Welle sitzende Scheibe dient zur Aufnahme eines Seiles, welches um einen Rundbaum einige Mal umwickelt ist und an seinem herabhängenden Ende ein Gegengewicht trägt, um die Kraft zum Aufziehen des Siebes zu unterstützen. An der hintern Seite des Siebes befindet sich eine Rolle, aus welcher das abzuläuternde Haufwerk zugelassen werden kann.

Sie ist zum Verschließen mit einer Klappe von Eisenblech versehen, welche so groß ist, daß, wenn sie, um Haufwerk in das Sieb zu füllen, hinabgeschlagen wird, sich auf den Siebrand auflegt und nichts daneben in den Wasserkasten fallen läßt.

Endlich ist noch eine Lutte an der Vorderseite des Wasserkastens angebracht, die unten mit einer Schütze verschlossen werden kann, oben aber mit einer Blechklappe bedeckt ist und das im Siebe zurückgebliebene Grobe nach jedem Abläutern aufnimmt.

Die Spundöffnung im Wasserkasten führt in ein Gerinne, durch welches das Siebklare mit der entstandenen Trübe abgelassen und einem Durchlaßgefälle zugeführt werden kann, in welchem sich das Gröbere zu Boden setzt, das Trübe aber in die Mehlführung übergeht.

Die zu dieser Arbeit nöthigen Wasser werden von den, der Setzwäsche zugeführten entnommen und ihrer wird bei Gelegenheit der Beschreibung der Setzwäsche noch weiter gedacht werden.

Die Manipulation bei diesem Kipp- oder Köppsiebe ist folgende:

Das Sieb wird bis unter die Schütze der Rolle in die Höhe gezogen, zur Hälfte gefüllt, dann wieder niedergelassen, bis es mit seinen Axen auf den Pfadeisen ruht, und in diesem Stande so lange gekippt, bis der Schmand von dem Groben gehörig abgewaschen worden ist. Der letztere geht durch das Sieb und sammelt sich im Kasten, das Grobe aber bleibt zurück und wird, nachdem man das Sieb bis über die Klappe der Lutte gehoben und letztere geöffnet hat, aus demselben heraus und in die Rolle gestürzt. Aus dieser wird es dann in Körbe gefüllt und sofort der Klaubebühne zugefördert.

Ist der Wasserkasten so weit mit klarem Haufwerk gefüllt, daß das Sieb beim Kippen aufstößt, so wird der Spund gezogen und unter fleißigem Umrühren die Trübe mit dem Klaren abgelassen. Das aus dem Durchlaßgefälle ausgeschlagene Haufwerk wird der Setzarbeit, der in der Mehlführung sich absetzende Schlamm aber der Stoßherdwäsche übergeben. Beim Gebrauche dieser Abläutermaschine sind 3 Mann erforderlich und zwar 2 beim Abläutern selbst und 1 beim Entfernen des Siebgroben aus der Lutte.

Die Schichtzeit derselben dauert von früh 5 Uhr bis Abends 5 Uhr und sie läutern in derselben durchschnittlich 180 bis 190 Kübel oder 10 bis 10½ Fuhre Grubenklein ab.

Diese Vorrichtung ist schon seit langer Zeit in Gebrauch und hat allerdings den großen Vortheil, daß man dabei nicht viel Wasser nöthig hat; sie erfordert aber zu viel Arbeiter und die Separation nach der Größe des Korns ist nur sehr unvollkommen, weshalb der nun zu beschreibenden Einrichtung, dem Abläutern durch Rätter, jedenfalls der Vorzug gebührt.

Eine solche Räŧtermaschine steht beim David Richtschachte, wo sie in der Setzstube eingebaut ist; dort nimmt sie an der östlichen Seite von Süd nach Nord eine Länge von 8 Ellen 12 Zoll, eine Breite von 3 Ellen 6 Zoll und die ganze Höhe der Setzstube von 10 Ellen ein.

Den wesentlichsten Theil dieser Abläutermaschine bilden 6 übereinanderhängende Rättersiebe (Stoßrätter), die folgende Einrichtung haben:

Ein jeder dieser Rätter besteht aus einem länglich vierseitigen

Siebboden, auf drei Seiten von niedrigen Bretwänden eingefaßt, auf der vierten schmalen aber offen und gegen diese unter 11 Grad geneigt. Die Länge eines jeden Siebes beträgt 2 Ellen 12 Zoll, die Breite 1 Elle 18 Zoll und die Höhe seiner Seitenwände 6 Zoll. Der eigentliche Siebboden ist bei jedem Rätter nur 1 Elle 18 Zoll lang, 1 Elle 4 Zoll breit und hat bei den einzelnen, je nach der Gröbe des abzusondernden Kornes, verschieden weite Maschen.

Beim obersten sind dieselben $^{3}/_{4}$ Zoll weit, beim zweiten gehen 4, beim dritten 9, beim vierten 25, beim fünften 36, beim sechsten 110 bis 120 Maschen auf den Quadratzoll.

Der Höhenabstand eines Rätters von dem andern beträgt 9 Zoll.

Etwas unter der Mitte der hinteren verschlossenen Seite eines jeden Rätters befindet sich ein kleines Scheereneisen, mit dem eine eiserne Stange mittelst eines Bolzens verbunden ist, die ziemlich in ihrer Mitte eine Nase trägt und übrigens, um sie in der gehörigen Richtung zu erhalten, auf eine kleine hölzerne Walze aufgelagert ist.

Jeder Rätter hängt an 4 Haken, ähnlich den Herdhaken, welche mit ihrem untern Ende in kleine Klammern eingreifen, mit ihrem obern aber in Haspen hängen, welche am Gerüste befestigt sind. Die Länge dieser Haken ist zwar gleich, jedoch sind wegen der den Rättern zu gebenden Neigung die oberen zwei um 3 Zoll höher angebracht, als die unteren.

Die Bewegung dieser Rätter geht von einer 3 Zoll starken, vertical stehenden, schmiedeeisernen, runden Spindel aus, auf welcher in den entsprechenden Höhen der Mitte der Rätter 6 vierarmige Kreuze aufgekeilt sind. Beim Umgange der Maschine greifen jene Arme in die an der Zugstange befindlichen Nasen und ziehen dadurch die Rätter zurück; wieder freigelassen fallen letztere wieder vorwärts und veranlassen auf diese Weise eine Vorwärtsbewegung und zugleich Separation des auf den obersten Rätter rollenden Haufwerkes.

Die Bewegung dieser Abläutervorrichtung geht von dem Pochrade aus und wird von der Pochwelle durch ein Radvorgelege und ein konisches Getriebe auf die vorhergenannte stehende Welle übertragen.

Ueber dem hinteren Theile des obersten Rätters befindet sich eine Rolle, in welche das abzuläuternde Grubenklein vom Ausschlageplatze aus hineingelassen wird. Diese Rolle mündet auf dem Boden des Gebäudes ein und steht mit dem Ausschlageplatze durch eine hölzerne Brücke in Verbindung. Sie hat einen Fassungsraum von 4 Fuhren = 72 Kübel und ist mit einem stark geneigten Boden ver-

sehen, damit das Haufwerk von selbst hineinrollen kann. An der vordern Seite dieser Rolle befindet sich eine 10 Zoll lange und 12 Zoll hohe Oeffnung, die durch eine Schütze von Eisenblech verschlossen werden kann, während der Arbeit aber auf etwa 3 Zoll geöffnet ist, um dem Grubenklein ein stetes Nachrollen zu gestatten. Das zum Abläutern nöthige Wasser wird von zwei Orten entnommen, einen Theil liefert das überflüssige für die Dampfmaschine beim David Richtschachte gehobene Speisewasser, welches aus einem neben dem Treibegöpel befindlichen Bassin in thönernen Röhren hierher geleitet wird; der andere Theil kommt ebenfalls in einer thönernen Röhrentour vom Walzwerke, mündet in den vor der Setzwäsche gelegenen Sumpf und wird aus diesem durch einen an das Pochgezeug angebauten Drucksatz auf eine Höhe von 8 Ellen gehoben. Von hier aus gelangt es in hölzernen Röhren bei 24 Ellen Entfernung in das zwei Ellen unter der Decke der Setzstube befindliche Spundstück und aus diesem dann, in Gemeinschaft der überflüssigen Speisewasser, zu den verschiedenen Arbeiten in der Setzwäsche.

Zur Einführung der Abläuterwasser ist an der östlichen Seite dieses Spundstücks eine gußeiserne Röhre von 3½ Zoll lichter Weite angebracht und diese an ihrem Ende mit einer Brause versehen, durch welche das Wasser gehörig über die ganze abzuläuternde Masse vertheilt wird. Die Manipulation bei dieser Rättervorrichtung ist sehr einfach. Sobald das Pochrad im Gange und die Verbindung mit den Rättern hergestellt ist, so öffnet der hierbei beschäftigte Junge den an der Röhre befindlichen Hahn und läßt das Wasser zutreten, alsdann zieht er die Schütze der Rolle auf 3 bis 4 Zoll in die Höhe und läßt das Haufwerk auf die obersten Rätter fallen; da man indeß gemeint hat, der wenigen Wasser wegen den Rättern nur eine geringe Neigung geben zu dürfen, so muß dieser Junge mit einer Kratze das Grubenklein tüchtig durcharbeiten, um so das Abspülen der Wändchen zu befördern, wie auch das auf dem Siebboden zurückgebliebene Grobe so weit vorwärts ziehen, daß es auf einer, am untern Ende des obersten Rätters hergestellten, stark geneigten schiefen Ebene herabrollen und von hier aus den Klaubejungen aufgestürzt werden kann.

Das Siebklare eines jeden Rätters fällt auf den nächst unteren, das Feinste also nach und nach durch alle, bis es endlich beim sechsten Rätter in Gemeinschaft der Trübe in die Gefälle übergeht. Das Siebgrobe hingegen fällt bei jedem Siebe in eine am untern Ende desselben angebrachte Lutte und kann von der einen Seite derselben durch eine Oeffnung entfernt und an die Setzmaschinen zugefördert werden.

Das Haufwerk, welches dieser Arbeit übergeben wird, besteht nach dem bereits Erwähnten:

1. in dem Grubenklein, welches durch das Abläutern gereinigt wurde;
2. in den gröberen Sorten von dem Quetschwerke und
3. in den Bodengraupen des ersten Setzsiebes.

Die Arbeit selbst ist nur eine Fortsetzung der Scheidearbeit, bei der man aber nicht zerschlägt, sondern blos klaubt, daher auch die aus ihr hervorgehenden Producte denen von der Scheidebank und dem Ausschlagen gleich sind.

Das Klauben wird auf der sogenannten Klaubetafel vorgenommen und es findet sich von solchen je eine in der Abrahamer und David Richtschachter Setzstube.

Die Klaubetafel beim Abrahamschachte ist bei 2 Ellen Entfernung parallel der östlichen Wand eingebaut, 12 Ellen lang und 2 Ellen breit. Von beiden langen Seiten gegen die Mitte hat sie aber Fall und bildet so ein Gerinne, damit das zum Begießen des Klaubewerks angewendete Wasser sich in der Mitte der Tafel sammeln und der Länge nach abfließen kann. Ihre Auflagerung findet sie auf einem Bockgestelle.

Die Klaubetafel in der Setzwäsche beim David Richtschachte ist bei 2 Ellen 2 Zoll Entfernung parallel der nördlichen Wand eingebaut, schließt genau an der östlichen Gebäudemauer an und ist von hier aus gerechnet 15 Ellen lang und 4 Ellen 12 Zoll breit; auch sie hat nach der Mitte zu etwa 3 Grad Neigung, eine Neigung, welche bei der großen Menge von Haufwerk und des sich sammelnden Wassers aber noch nicht gern ausreichend ist.

Diese Klaubebühne ist ebenfalls auf einem Bockgestelle aufgelagert und in der Mitte der Länge nach mit einem Spalte versehen, durch den die abfließende Trübe einem darunter liegenden Gerinne zugeführt und an der westlichen Seite der Klaubetafel durch eine Röhre abgeleitet wird. Wegen des beim Klauben fallenden Scheideerzes hat man, um nicht weiter transportiren zu müssen, sowohl neben der Klaubetafel beim Abrahamschachte wie beim David Richtschachte 8 Scheideörter eingebaut.

Das Gezäh zum Scheiden ist dem bei der Scheidearbeit gleich; das zum Klauben aber noch einfacher und besteht außer den erforderlichen Körben in dem sogenannten Klaubeeisen, einem kleinen eisernen Hammer mit einem am andern Ende rechtwinklig umbogenen Helme.

Die beim Klauben beschäftigten Arbeiter sind größtentheils Schulknaben, von denen die eine Hälfte früh, die andere Hälfte des Nachmittags anfährt.

Ihre Zahl beträgt beim Abrahamsschachte 60, beim David Richtschachte 70 und das Schichtlohn von 2 Ngr. 6 Pf. bis 4 Ngr. 2 Pf. Die Aufsicht über dieselben führt beim Abrahamsschachte ein Aufseher, beim David Richtschachte z. B. der Wäschsteiger einer jetzt nicht mehr gangbaren Wäsche, und die Oberaufsicht die betreffenden Setzsteiger.

Die Preuß. Zeitschr. Bd. II, Abth. A, S. 392 beschreibt folgende neue Läutermaschine:

In der Tiefenbacher Brauneisensteinwäsche im Kreise Wetzlar, Siegener Bezirk, ist statt der bisherigen Spülgräben eine sogenannte schottische Spülwäsche eingerichtet. Sie besteht aus einem 70 Fuß langen hölzernen Gerinne, welchem eine geringe Neigung gegeben ist, besitzt mehrere in angemessenen Abständen vertheilte Spunde, und ist bei lettigem Haufwerk in Brauneisenstein und Braunstein sehr vortheilhaft

Zum Läutern und Separiren des Grubenkleins, so wie des Schlagmehls, sind auf mehreren Bleierzgruben im Siegener Bezirk Handtrommeln in Anwendung gekommen, welche die genannten Vorräthe zur Setzarbeit besser vorbereiten, als bisher mit den Handrättern geschehen konnte.

Auf der Grube Stahlberg in demselben Bezirk sind zum Abläutern und Separiren des Grubenkleins zwei aufrechtstehende Rätter angelegt, jeder 6 Fuß hoch und 1½ Fuß ins Gevierte weit. Sie werden durch Menschenhände mittelst eines Balanciers in Bewegung gesetzt und verarbeiten in einer 6stündigen Schicht 150 bis 160 Scheffel Grubenklein. In jedem Rätter liegen 4 Siebe mit 25 bis 30 Grad Neigung; das erste derselben hat 1 Zoll und das letzte ⅛ Zoll große Oeffnungen.

Drittes Kapitel.

Die mechanische Zerkleinerung des Setzwerks und der Pocherze, so wie deren Separation.

Standpunkt der mechanischen Zerkleinerung auf dem Oberharze. — Die verschiedenen Ausschlage- und Scheide-

arbeiten ergeben Schur-, Poch- und Bergerz. Sie bedürfen einer Zerkleinerung in rösches Korn, um zur Setzarbeit zu gelangen, oder des Feinpochens, um verwaschen werden zu können. Jede Erzklasse wird besonders zerkleinert, da man von dem wesentlichen Gesichtspunkte ausgeht, so rösch als möglich zu pochen und sich wegen der Größe nach der Gangart zu richten. Man hat dabei den Zweck, möglichst viel Schliech und möglichst wenig Schlämme zu erhalten, da die letztere wegen der großen Sprödigkeit des Erzes im Verhältniß zu der Gangart sehr reich ist. Die jetzt am Harz zu der Verkleinerung der Erze angewendeten Apparate sind die Walz- und die Pochwerke.

Man hat vor einigen Jahren cannelirte Walzen versucht, um ein sehr rösches Korn beim Zerquetschen zu erlangen und um dadurch das Zerschlagen zu ersetzen. Jedoch wurden sie zu bald beschädigt und ihre Leistung war gering, so daß man den Versuch aufgeben mußte. Jedoch schreibt man dies dem geringen Durchmesser der Walzen zu und will die Versuche mit stärkern Walzen wieder aufnehmen.

Man verwendet die Walzen am Harz hauptsächlich zum Zerkleinern der Schurerze mit jedweder Gangart und der Pocherze mit milder Gangart. Der Durchmesser dieser Walzen beträgt nur 15 Zoll; die Einrichtung dieser Walzwerke ist aber zu bekannt, als daß wir uns dabei aufzuhalten brauchten. Das zu verwalzende Erz wird auf eine Bühne über den Walzen aufgestürzt; man wirft es in einen Aufgebetrichter, der es zwischen die Walzen führt, unter denen es auf ein Rätter oder in eine Trommel fällt. Man erhält dabei Stücke von ½ bis ¾ Zoll Größe, während stärkere Stücke über Rätter oder Trommel weg einem Auftragerad zufallen, welches sie wieder dem Auftragetrichter zuführt.

Die Erzsorten, welche nicht zum Verwalzen kommen, werden verpocht, aber nicht allein fein, sondern auch rösch. Man hat neuerlich bei den Pochwerken einige Veränderungen und Verbesserungen angebracht, die wir hier mit Hülfe von Abbildungen beschreiben wollen.

Die häufigen Abnutzungen der Stempel durch die Reibung gegen die Ladenhölzer oder Leitungen und die Riegel hat die Veranlassung gegeben, die Stempel da, wo sie in den Ladenhölzern laufen, mit gußeisernen Platten zu versehen, welche halbcylindrische Vertiefungen haben, in welche gleichgeformte Erhöhungen greifen, die an gußeisernen, an den Ladenhölzern befestigten Platten angebracht sind.

Fig. 3 und 4 Taf. I zeigen dies speciell. Jeder Pochstempel ist auf der vordern und hintern Seite, oben und unten mit einem gußeisernen Schutzblech versehen, welches der Länge nach eine halbcylindrische Vertiefung hat. Andererseits sind die Ladenhölzer oder Leitungen aa, aa, Fig. 3 und 6, welche vorn und hinten an den Pochsäulen angebracht sind, ebenfalls mit zwei gußeisernen Schutzplatten bb, bb versehen, an welche halbcylindrische Leisten gegossen sind, die in die Vertiefungen an den Platten der Stempel greifen und diese leiten. Zur Erleichterung der Bewegung werden diese Theile geschmiert. Wenn nun das untere Ende durch die Kiele der Pocheisen abgenutzt und gespalten ist, wie es sehr häufig geschieht, so kann man den Stempel umdrehen und wieder benutzen.

Das Einschüren des Erzes in den Pochtrog geschieht durch einen Arbeiter, der es entweder direct in denselben oder in einen Kasten wirft, dessen Boden nach dem Troge zu geneigt ist. Dieser Kasten erhält alsdann von der Pochwelle Stöße, welche das Einfallen der Pochvorräthe in den Trog veranlassen. Nun verlangt aber der gute Betrieb des Pochwerks, daß die auf der Pochsohle befindliche Schicht nur schwach sei, welche Bedingung von den erwähnten Mitteln nur unvollständig erfüllt wird. Man hat daher nach einer mechanischen Combination gesucht, wodurch die Arbeit des Schürens und deren Kosten vermindert werden und das Erz von selbst in den Trog gelangt, wenn es in demselben daran fehlt.

Diese Vorrichtung, welche dasselbe leistet, wie die Rolle bei den sächsischen Pochwerken, die aber der niederungarischen ähnlicher ist, ist am Harz unter der, in Fig. 4 im Auf- und in Fig. 7 im Grundrisse dargestellten Form versucht worden.

Auf einem sehr festen Fuße p, p, p ist ein hölzerner, geneigter Kasten oder Aufschütter AA angebracht, der sich um den eisernen Zapfen d drehen kann und hinten auf dem Ständer s aufruht. Das untere Ende tritt etwas in den Pochtrog hinein und ruht auf der zu dem Ende abgeschrägten Lasche auf. Auf dieser Rolle nun, und parallel mit ihren Seitenrändern, ist das Stück Holz ii angebracht, welches vorn hervortritt. Das Ende dieser Stange tritt, wenn das Pochwerk im Betriebe ist, gegen eine gußeiserne, hervortretende Klaue f, welche an dem Erzstempel oder Unterschürer angebracht ist. Die Entfernung beider Stücke ist so regulirt, daß, so lange die Erzschicht im Troge stark genug ist, die Klaue nicht bis zu dem Stabe ii des Apparates, den wir den Pochknecht (valet de bocard) nennen, gelangt. Wenn aber die Erzschicht geringer wird, so geht der Stempel tiefer

nieder und ertheilt dem Pochknecht einen Stoß; der Erz enthaltende Kasten schwingt sich alsdann um seinen Zapfen d und beim Aufgange des Stempels fällt er mit Heftigkeit auf den Ständer s zurück. Dieser Stoß veranlaßt das Hereinfallen von Erz in den Trog und es wiederholen sich diese Stöße, sobald es im Troge an Erz fehlt. Der Knecht bleibt unwirksam, so lange dies nicht der Fall und der Trog gehörig geschürt ist. Fig. 4 stellt den Stempel auf der Pochsohle stehend und die Rolle A in der entsprechenden Stellung dar. Um das Einrollen zu vielen Erzes oder zu großer Erzstücken zu vermeiden, kann man ein Brett g, g, vorrichten, wodurch die Arbeit regulirt wird. Mit Hilfe dieser Rolle ist der Betrieb regelmäßiger und es werden mehr Erze gepocht, während sich die ganze Schürarbeit darauf beschränkt, daß der Arbeiter von Zeit zu Zeit die Rolle füllt.

Die Zerkleinerung mittelst des Pochwerkes wird auf die Pocherze mit fester Gangart, auf die Bergerze und auf die Zwischenproducte der Setzarbeit angewendet.

Die Größe des Korns, welche den zu zerpochenden Erzen gegeben werden soll, hängt nothwendig von der Art des Eingesprengtseins der Erze in der Gangart ab. Man bestimmt diese Korngröße durch die sogenannten Vorsetzbleche, durch welche das Austragen des gepochten Erzes aus dem Troge mittelst des Wasserstroms erfolgt. Soll rösch gepocht werden, d. h. sollen grobe Körner erfolgen, so besteht das Blech aus einem Rost, welcher die ganze Länge des Troges einnimmt und leere Räume derart zwischen sich läßt, daß ein bedeutender Theil der Körner ungefähr 1 Centimeter oder auch 5 Millimeter groß ist, je nach der Beschaffenheit des Erzes. Befindet sich das Blech in der Brust des Pochtroges, so ist die Pochsohle horizontal und das Einschüren erfolgt auf der entgegengesetzten Seite.

Wenn die Erze feiner in der Gangart eingesprengt sind, so ist ein feineres Korn, ein sogenanntes Fein- oder Zähpochen erforderlich; das Austragen erfolgt durch eine kurze Seite des Pochtroges, wohin die Sohle alsdann ansteigt. Die Erze werden auf der entgegengesetzten kurzen Seite eingeschürt, und das Einströmen des Wassers erfolgt hier auch, so daß der Strom das Erz unter die drei Stempel des Satzes führt, ehe es zu dem Blech gelangt, welches hier ein Sieb von Messingdraht ist. Die Weite desselben ist nach der Feinheit des zu erlangenden Korns verschieden und die Größe wechselt von 5 Millimetern bis zum feinsten Korn. Aus dem Pochtroge gelangt das gepochte Erz durch einen geneigten Kanal in einen Abläuterkasten.

Die Unterschiede der Pochwerke, welche zu diesen verschiedenen Arten des Pochens angewendet werden, bestehen hauptsächlich darin, daß mit der Feinheit des Korns weniger Pochwasser angewendet werden, die Neigung der Pochsohle steigt, die Stempel leichter sind und einen geringern Hub haben. In allen Fällen muß aber das Gewicht der Stempel bedeutend genug sein, um die Bildung kleiner Bleiglanzschüppchen zu vermeiden, und um die Gangart gehörig zu zerkleinern.

Man hat es bei ähnlichen Pochwerken versucht, ein ähnliches Sieb an der ganzen langen Seite des Pochtroges anzubringen; dadurch hoffte man ein leichteres Austragen, eine größere Leistung und ein gleichförmigeres Korn zu erlangen. Diese Vortheile hat man freilich erhalten, allein in weit ausgedehnterer Art als man erwartete. Andererseits verbrauchte man weit mehr Wasser und dies führte noch den Nachtheil herbei, daß dadurch Körner und Schlämme viel weiter geführt wurden, ehe sie sich absetzten.

Es haben aber auch diese Siebe auf der langen Seite des Pochtroges ihre Nachtheile; ihre Maschen verstopfen sich und lassen sich nur schwierig reinigen. Ist eine Reinigung nothwendig, so muß man das Pochwerk außer Betrieb setzen, das Blech abnehmen, es reinigen und wieder befestigen, Arbeiten, die Zeit und Geld kosten. Man hat auch den Versuch gemacht, die Bleche ganz wegzulassen, sobald das sehr fein eingesprengte Erz ein Zähpochen erfordert. Zu dem Ende hat man an beiden Enden des Pochtroges Hindernisse angebracht, welche in Fig. 3 dargestellt worden sind. Der senkrechte Scheider a b ist 0,05 Meter von dem Kopf oder dem Eisen des Stempels entfernt, und er läßt zwischen sich und dem Pochtroge einen Raum von 0,12 Meter, durch den die Pochtrübe ausgetragen wird. Sie muß, wie Pfeile angeben, im Zickzack, welches durch die beiden Blechtafeln c c gebildet wird, circuliren, um, über die Tafel c' weg, in die Austrageöffnung, das Auge, zu gelangen. Dieses Hinderniß hat den Zweck, das Austragen des röschen Korns durch den Strom zu verhindern. Werden Körner zufällig mit weggeführt, so fallen sie, durch die Unterbrechungen, wieder zurück in den Trog. Das Einschüren des Erzes erfolgt durch eine Rolle in der Mitte der Brust, und die Pochwasser werden in der Mitte der hintern Seite des Pochtroges eingeführt. Diese Einrichtung scheint die feinen Siebbleche mit Vortheil zu ersetzen. Man will den Sätzen 4 und 5 Stempel geben, von denen die mittleren unterschüren und die an den Enden austragen.

Zerkleinerung zu Immekeppel. — Die Walzen des Röschwalzwerkes Fig. 9 und 10 im Auf- und Grundriß bestehen

aus einem auf der 6zölligen Axe befestigten Kerne, und einem Mantel von 2¹/₈″ Stärke. Der eine Mantel, ungefähr 968 Pfd. schwer, ist 8″ breit, der andere 1142 Pfd. schwer, ist 10³/₄″ breit und umgreift ersteren mit einem 1¹/₈″ hohen und 1³/₈″ breiten Kranze. Sie nutzen sich oft schon nach einem Monate ab. Wie sich die neu angewendeten gußstählernen Mäntel halten werden, wird die Zeit lehren. Die Gewichte, welche mittelst Hebelarme auf die beweglichen Lagerstühle drücken, und auch wohl im Allgemeinen den Vorzug verdienen, sind hier durch Federn ersetzt. Die gewalzten Gänge fallen über eine schiefe Ebene in einen Kasten und werden von einem Becherwerk 5′ über der Sohle des Aufgebetrichters in die erste Separationstrommel ausgeschüttet. Die mechanische Aufgabe, wie sie aus der Fig. 9 ersichtlich ist, hat man abgeworfen und giebt jetzt mit der Hand auf, weil sie bei Stücken von 1 Cubikzoll und größer nicht wohl anwendbar ist. Der Mangel eines kräftigen Schwungrades, welches als ein Kraftreservoir die Unregelmäßigkeiten im Gange der Walzen ausgleicht, macht sich besonders dadurch fühlbar, daß auch die Setzmaschinen, Schlammstoßherde und der Roundbuddle von demselben Wasserrade bewegt werden. Es hat dieses mittelschlächtige Rad 20′ Durchmesser, 4′ lichte Weite und die eisenblechernen gebogenen Schaufeln stehen 18″ von einander. Es macht 5 Umgänge in der Minute, verbraucht dazu 840 Cubikfuß Wasser und entwickelt bei 11′ Gefälle 8 Pferdekräfte. Das Röschwalzwerk quetscht täglich 250 Scheffel und den Ausfall aus der ersten Separationstrommel, der nochmals aufgegeben wird. Dieser zu ¹/₃ des ganzen Haufwerks gerechnet macht 83 + 250 = 333 Scheffel.

Die Separation nach der Korngröße, eine Hauptbedingung bei der Setzarbeit, weil nur bei gleicher Korngröße der Unterschied der specifischen Gewichte, worauf die Concentration des Erzes beruht, geltend hervortreten kann, ist kaum zu weit zu treiben. Hier wird sie durch ein System von drei übereinander liegenden Trommeln bewerkstelligt. Auf den Effect einer Trommel influiren 1) ihre Neigung, 2) ihr Durchmesser, 3) die Anzahl der Umgänge in ihrer Zeiteinheit (Minuten), 4) das aufgegebene Quantum. Die Neigung sollte man durch Anbringung eines beweglichen Zapfenlagers, die Anzahl der Umgänge durch Riemscheiben von verschiedenem Durchmesser leicht stellen können. Bei einem Trommeldurchmesser von 30″ sind 10 bis 12 Umgänge in der Minute vollständig hinreichend. Die Trommel I hat nur zwei Felder. Feld I ist 30″ lang, mit Löchern von 8 Millim., Feld II 24″ mit Löchern von 17 Millim. Wie gesagt,

wird der auf dem Rösch-, der Durchfall von Feld II auf dem Feinwalzwerk nochmals gequetscht, und der von Feld I von einem Wasserstrom in die Trommel II geführt. Diese hat drei Felder, und es ist Feld I 2′ 10″, Feld II 2′ 7″, Feld III 2′ lang und haben entsprechend die Löcher 3, 4 und 6 Millim. Durchmesser. Der Ausfall hat 6—8 Millim. und wird auf einem zinkblechernen Grobsetzsieb mit Löchern von 3 Millim. Durchmesser gesetzt. Der Vorrath aus Feld III und II wird auf Mittelsetzsieben von Eisendrähten von 2 Millim. Zwischenraum verarbeitet. Der Durchfall aus Feld I geht in die Trommel III, welche drei Felder hat und ist Feld I 2′ 6″, Feld II 2′ 4″, Feld III 2′ lang, mit Oeffnungen von ½, 1 und 2 Millim. Der Ausfall, ein Korn von 2—3 Millim., und der Durchfall von Feld III werden auf Feinsetzsieben mit 1 Millim. Zwischenraum der Eisendrähte und der von Feld II auf einem Drahtgewebe mit Maschen von ½ Millim. gesetzt. Der Vorrath aus Feld I besteht aus Sand und Schlamm und wird entweder in die Mehlführung des Röschpochwerkes geworfen, oder auf dem Roundbuddle verarbeitet. Der Durchmesser der Trommel I und II beträgt 24″, der des ersten Feldes von Trommel III 20″, der übrigen 24″.

Zerkleinerung auf Himmelfahrt bei Freiberg. — Das in neuerer Zeit erbaute Walzwerk steht neben der im Jahre 1846 erbauten Thurmhofer Wäsche.

Das Walzwerk ist von der gewöhnlichen Construction. Es besteht aus einem einzigen Paare Walzen, die auf einfachen Stühlen aufruhen. Die eine dieser Walzen wird durch Gewicht und Hebel, welche auf ihr Zapfenlager wirken, gegen die andere gedrückt und ist somit ausrückbar.

Die Walzen sind von Gußeisen, aber nicht aus einem Stücke gegossen, sondern sie bestehen aus einem 4 Zoll starken, 19 Zoll langen Mantel und einem besonderen Kerne. Der Mantel ist in der Umfläche auf ⅜ Zoll Dicke von außen herein noch besonders gehärtet, sowie auch mit ¼ Zoll Busen versehen, um eine gleichförmige Abnutzung zu bewirken.

Der innere Theil des Mantels enthält 3, auf der Umfläche vertheilte Rippen, welche 11 Zoll lang, 2 Zoll hoch, oben 1½ Zoll, unten 2 Zoll stark sind, somit nicht durch die ganze Länge des Mantels gehen, sondern zu beiden Seiten noch 4 Zoll freien Raum lassen.

Der Kern ist wie der Mantel von Gußeisen, und sein Durchmesser, gleich der lichten Weite des Mantels, 16 Zoll. Er hat 23

Zoll Länge und ist zu beiden Seiten mit einer 10 Zoll langen und 8 Zoll starken Walze versehen, um dadurch die Auflagerung auf den Lagern zu bewirken.

Entsprechend den Rippen in der inneren Umfläche des Mantels sind hier im Kerne 3 Spuren zurückgelassen worden und in der Mitte auf die Länge der Rippen noch um 1 ½ Zoll verbreitert. Ist der Mantel auf den Kern aufgeschoben, so wird er noch durch schmiedeeiserne Splinte, welche in die durch den erweiterten Spalt gebildeten Oeffnungen eingetrieben worden, befestigt.

Der Walzenstuhl wird gebildet aus dem Stuhlrahmen, dem eigentlichen Stuhle und den Lagern. Der Rahmen besteht aus drei horizontal gelegten Hölzern von 14 Zoll Breite und 1 Elle Höhe, welche bei 4 Ellen senkrechtem Abstand von der Walzwerkssohle in den Umfassungsmauern ruhen, durch 5 Säulen unterstützt und durch 4 Riegel verbunden sind.

Dieser Stuhlrahmen trägt den gußeisernen Stuhl und dieser wieder die Zapfenlager.

Das eine derselben ist mit dem Stuhle durch Schrauben fest verbunden, das andere aber, wie bereits erwähnt, verschiebbar, damit, wenn zu feste Stücke zwischen die Walzen kommen, diese nachgeben und das Brechen irgend eines Theils verhindern.

Hinter diesem Zapfenlager befindet sich eine Winkelhebelvorrichtung, bestehend aus zwei Armen, welche um eine starke Axe drehbar sind.

Der kurze Arm geht durch den Stuhl und drückt auf den sogenannten Walzenschubbolzen (ein viereckiger eiserner Bolzen von 8 Zoll Länge und 3 Zoll Stärke), welcher in eine vierseitige Vertiefung im beweglichen Lager eingreift, mit dem andern Ende aber den kurzen Hebelarm berührt.

Am längern Hebelarm hängt ein Gewicht an einer 4 Ellen langen schmiedeeisernen Stange. Es besteht aus 7 Scheiben von Gußeisen, jede von 18 Zoll Durchmesser, 1 ¾ Zoll Stärke und 73 Pfd. Gewicht.

Kommt also beim Walzen ein zu fester Körper zwischen die beiden Walzen, den dieselben nicht zu zerquetschen im Stande sind, so werden die beweglichen Lager zurückgedrängt, die darauf wirkenden Gewichte gehoben und so ein Durchgleiten des Hindernisses gestattet.

Sobald dieses geschehen, nimmt das Gewicht sofort den vorigen Stand wieder ein, indem es die Walze in ihren ursprünglichen regelmäßigen Abstand von der ersten zurückschiebt.

Die Umtriebsmaschine besteht in einer verticalen Turbine nach dem Principe des Hrn. Oberkunstmeister Schwamkrug.

Dieselbe ist 110 Fuß unter Tage aufgestellt.

Das Turbinenrad hat 3 Ellen 21 Zoll im Durchmesser, 8 Zoll Kranzbreite und 32 Schaufeln. Die Welle ist 6 Ellen lang und 8 Zoll stark.

Das hierbei zur Zeit benutzte Gefälle beträgt 40 Fuß und das Aufschlagswasserquantum pro Minute 250 Cubikfuß.

Ursprünglich war diese Turbine für 76 Fuß Gefälle berechnet, da man jedoch in diesem Falle die Aufschlagwasser der Thurmhofer Wäsche und dem Naßpochwerke entzogen hätte, so ist man, um diese nicht in ihrem Gange zu stören, auf das geringere Gefälle herabgegangen. Die Wasser werden von der Thurmhofer Wäsche aus durch eine Rösche bis in das Walzwerk geführt und fallen hier im Maschinenschachte in die 16 Zoll weiten Einfallröhren.

Am Ende der Rösche, beim Schachte, werden sie durch eine einfache Schütze und eine im Mundstücke der Einfallröhre angebrachte Klappe regulirt, die vom Tage aus durch Hebel und Wendedocke regiert werden kann.

Die Bewegung wird von der Turbinenwelle durch konische Vorgelegeräder auf eine 53 Ellen lange verticale Welle, von deren oberem Ende durch ein zweites Vorgelege dieser Art auf eine horizontale Welle und von hier aus, theils durch Zahnräder, theils durch Riemen oder Ketten ohne Ende bis auf die Walzen, die Rättervorrichtung, die Aufgebevorrichtung und den Aufzug fortgepflanzt.

Specieller auf diesen Gegenstand einzugehen, würde hier nicht am Platze sein; wir verweisen aber dabei auf eine Zeichnung, welche für 10 Ngr. in der Expedition der Bergakademie zu Freiberg zu erhalten ist.

Die Vorrichtung zum Aufgeben des Haufwerkes auf die Walzen besteht in einer einfachen Rolle, welche vom ersten Boden des Walzwerkes bis nahe über die Walzen geht und zu beiden Seiten über dieselben greift, um ein Vorbeifallen der zu walzenden Massen möglichst zu verhüten.

Die Rolle ist 20 Zoll lang, 5 Zoll breit und oben mit einer schmalen, aber längeren Oeffnung versehen.

Eine andere Aufgebevorrichtung besteht in dem sogenannten Aufgeberade.

Dasselbe ist 10 Ellen hoch und hat die gewöhnliche hierbei gebräuchliche Einrichtung.

In dieses Rad fällt das Siebgrobe vom ersten und zweiten Rätter und wird durch dessen Umgang wieder auf den Aufgebeboden zurückgebracht.

Die Bewegung desselben geht, wie bereits erwähnt, von der Turbine, und zwar zunächst von der Welle, mit welcher der erste Walzenkern verkuppelt ist, aus.

Die Rättervorrichtung ist der zum Abläutern gleich. Sie enthält 6 Stoßrättersiebe, deren Länge aber verschieden ist.

Die beiden obersten sind 5 Ellen 18 Zoll, der dritte ist 4 Ellen 11 Zoll, der vierte 4 Ellen 7 Zoll, der fünfte 3 Ellen 11 Zoll und der sechste 2 Ellen 18 Zoll lang.

Die Höhe der Seitenwände der Rätter beträgt 5 Zoll, die Neigung derselben 11 Grad, die Länge der Siebfläche 2 Ellen 6 Zoll und die hierauf befindlichen Maschen sind beim ersten $^3/_8$ Zoll, beim zweiten $^1/_4$ Zoll, beim dritten $^3/_{16}$ Zoll, beim vierten $^1/_8$ Zoll, beim fünften $^1/_{10}$ Zoll und beim sechsten $^1/_{15}$ Zoll weit.

Die Bewegung der Rätter geht auch hier von einer stehenden Welle mit 6 darüber gesteckten Kreuzen, ursprünglich aber von der horizontalen Vorgelegwelle der Turbine aus.

Die zu verarbeitenden Massen bei dem Walzwerke bestehen:

1) in Glanz,
2) in dem kiesigen Kleinpochen,
3) in dem blendigen Kleinpochen,
4) theils in glanzigem Kupfer, und
5) in dem Grubenklein.

Hiervon vermag das Walzwerk in einer Stunde durchschnittlich 1 Fuhre = 18 Kübel durchzuarbeiten, vorausgesetzt, daß der Gang der Maschine ein regelmäßiger ist.

Wie schon erwähnt, kommt das Siebgrobe der beiden ersten Rätter, wenn das zu verarbeitende Haufwerk entschiedenes Kleinpochen ist, durch das Aufgeberad nochmals auf die Walzen zurück, wird aber das Gröbere vom Grubenklein des Scheideerzes verwalzt, dann wird das Siebgrobe des zweiten Rätters, bevor es bis zum Aufgeberade gelangt, durch eine im Rätter befindliche, für gewöhnlich aber verschlossene Oeffnung entfernt, angesammelt und gesetzt.

Das Siebgrobe vom 3. bis 6. Siebe wird der Setzarbeit übergeben, das Siebklare des 6. Rätters aber, theils sofort, theils nach vorhergegangenem Durchlassen, auf den einfachen liegenden Herden verwaschen und geliefert. Die sämmtlichen vorgenannten Erzsorten werden von den verschiedenen Scheidebänken theils in Kastenwagen

von 1½ Fuhre = 27 Kübel Inhalt, theils in englischen Wagen von 10 Kübel Fassungsraum hierhergefördert.

Der Transport der letzteren erfolgt auf einer Eisenbahn und es werden gewöhnlich 5 Wagen mit einem Inhalte von 50 Kübeln auf einmal durch ein Pferd hierhergebracht. Sind diese Wagen bis an das Walzwerk gelangt, so werden sie einzeln, nachdem man ihnen durch eine Drehscheibe die entsprechende Richtung gegeben hat, auf einer mit Schienen belegten schiefen Ebene, gleich dem Fördern in einem flachen Schachte durch eine gewöhnliche Auszugsmaschine, welche ihre Bewegung ebenfalls von der Turbine aus erhält, bis auf den Aufgebeboden des Walzwerkes gebracht.

Einige neue Vorrichtungen und Verbesserungen an Pochwerken sind in den Rittinger'schen „Erfahrungen", Jahrgang 1856, S. 28 und 29, mit Hülfe von Abbildungen beschrieben:

a) Vorrichtung zum Reguliren des Hochstempelhubes, vom k. k. Bergverwalter Grübler zu Idria.

b) Beschreibung einer einfachen Vorrichtung zum Ansetzen der Pocheisen, von demselben.

c) Pochwerkversuch mit gußeisernen Gitter-Chabatten, von dem k. k. Pochwerkschaffer v. Bellusich zu Przibram.

Ein Erzwalzwerk mit elastischer Säule in Verbindung mit einem Kettenwerke und einem Auftragrade, welches bei dem Albertschacht des Przibramer Hauptwerkes im Betriebe steht, ist von dem k. k. Oberkunstmeister Hutzelmann daselbst in dem „Jahrbuche" VII., S. 65 beschrieben, und auf einer großen Tafel abgebildet worden.

Beschreibung des bei dem Verespataker Pochwerke aufgestellten Schöpfrades und der Versuche zur Bestimmung des Nutzeffectes desselben. Vom k. k. Hochwerksinspector Szeles daselbst. Rittinger's „Erfahrungen", 1856, 23.

Ueber die bessere Armirung des Pochstempels mit hartem Pocheisen zu Garnstein in Tyrol berichtet der k. k. Schichtmeister v. Lassar zu Klausen in Rittinger's „Erfahrungen", Jahrg. 1857, S. 6.

Ueber metallene Treibbänder, besonders zum Betriebe von Pochwerken, findet man einige Notizen im Polytechn. Centralbl., 1858, Nr. 2.

Wir müssen auf alle die Quellen dieser Arbeiten verweisen, da eine Mittheilung mit Abbildungen uns hier zu weit führen würde.

Die Separation.

Separation der Producte des Walzens und Pochens nach der Korngröße am Oberharze. Das Ausschlagen in der Grube, die verschiedenen Scheidearbeiten, welche mit Zerschlagen der Wände verbunden sind, die Zerkleinerung der obengenannten Erzarten mit den Walz- und Pochwerken, haben Veranlassung zu größern und kleinern Stücken, zu Körnern, Sand und Schlämmen gegeben, deren Volum ein sehr verschiedenes ist. Nur bei speciellen Scheidearbeiten hat man das verschiedene Korn sogleich nach seiner Größe sortiren können; allein bei der Poch- und Walzarbeit fallen Körner von sehr verschiedener Größe und Schlämme. Um nun diese verschiedenen Producte durch die Setz- und Wäscharbeit leichter aufbereiten zu können, müssen sie vorher nach ihrem Volum separirt werden, damit sie gleiche Verhältnisse in Beziehung auf ihren Widerstand gegen das Wasser zeigen und die Separation allein durch das specifische Gewicht bestimmt werden kann.

Die vorbereitende Separation für die Setz- und Wäscharbeit zerfällt 1) in die Separation des röschen Korns und 2) in die der Schlämme oder des zähen Korns.

Die zur Separation des röschen Korns erforderliche Separation wird durch Rätter und Trommeln bewirkt und wir müssen hier wiederholen, daß letztere die ersteren immer mehr und mehr ersetzen. Wir sahen schon weiter oben, daß man sie zum Abläutern und zum Separiren des Grubenkleins anwendet und in Folge der dabei erlangten guten Resultate hat man sie auch zur Separation der verwalzten Erze angewendet. Das Walzklein geht durch eine Trommel mit Maschen von 1/2 bis 3/4 Zoll Weite. Das Durchgefallene wird nach dem Abläutern mit einer Schaufel in einen Trichter oder Rumpf geworfen, welcher vier vereinigte Separationstrommeln speist. Diese liefern folgende Korngrößen: 5/4, selbst 6/4, 1, 3/4, 1/2, 3/8, 3/16, 1/12 Zoll, sodann gröbere oder feinere Schlämme oder Sande und Mehle. Alle diese verschiedenen Klassen von Korngrößen gelangen jede für sich zur Setzarbeit.

Die Separation der Sande und Mehle hat weit mehr Schwierigkeiten, als die der Graupen; man wendet dazu die Grabenführung und die Spitzkasten an.

Die Sande und die Schlämme sind die Producte des Abläuterns und der Separation des Grubenkleins und der Zerkleinerungsapparate. Diese Vorräthe werden in einem Durchlaß umgerührt; das

rösche Korn bleibt auf dem Boden desselben liegen, während Sande und Schlämme von dem Wasser weggeführt werden; die Separationsapparate des röschen Korns vollenden die Trennung der Körner und der feinen Theile. Diese Sande und Schlämme werden durch den Wasserstrom in den langen Kanal, die Gräben, geführt, welche eine Reihe von Abtheilungen bilden. Diese Abtheilungen bilden Ueberfälle, durch welche die trüben Wasser circuliren. Die Substanzen separiren sich in diesen Gräben oder durch die Mehlführung nicht nach dem Volum der Theilchen, sondern nach ihrem Gewicht, oder vielmehr nach der größeren oder geringeren Leichtigkeit, mit welcher sie sich mit dem Wasser vermengen. So enthält die erste Abtheilung, das Schoßgerinne, das rösche Korn; um es waschen zu können, hat dieser Theil des Grabens einen gegen den Strom geneigten Boden, auf dem man die Masse, welche sich abgesetzt hat, umrührt, so daß sich die feineren Theilchen vermengen. Die zweite Abtheilung, das Unterschoßgerinne, giebt feinere Sande, welche man ebenfalls umrührt, um die Schlämme zu trennen. In den eigentlichen Gräben oder der Mehlführung separiren sich die feinern Theile, welche alsdann besonders auf Herden verwaschen werden. Sollen Schlämme von sehr verschiedenem Schliechgehalt separirt werden, so wendet man dazu besondere Gräben an. So werden die Schlämme von dem Läutern des Grubenkleins nicht in denselben Gräben separirt, als die Pochtrübe.

Die Spitzkästen werden am Harz für sehr zweckmäßig gehalten, sind aber nicht sehr verbreitet. Es giebt zwei verschiedene Systeme derselben, von denen das eine aus vier großen pyramidalen Kästen besteht, wie sie der Erfinder, der k. k. Sectionsrath Rittinger angegeben hat und wie man sie jetzt bei mehreren Bergwerken findet. Das andere System besteht aus einer großen Anzahl von kleinen Spitzkästen und ist eine neuere Construction.

Das Princip, auf welchem die Separation der Mehle und Schlämme in den Spitzkästen beruht, besteht darin, daß die Pochtrübe durch ein Gerinne in einen mit Wasser gefüllten Spitzkasten geleitet wird, aus dem es durch ein Gerenne auf der entgegengesetzten Seite wieder ausfließt. Da das Einflußgerinne enger ist, als das der Spitzkasten, so ist in dem letzteren der Strom langsamer, die schwersten Mehle werden nicht mit derselben Geschwindigkeit weggeführt, und während das Wasser aus dem Kasten ausfließt, sinken die feinen Körner nieder und zwar unter die Ebene des Ausflusses. Aus der Spitze des Kastens fallen die auf diese Weise concentrirten Schlämme

auf den Waschherd. Die aus dem ersten Spitzkasten ausgeführten Schlämme fallen einem zweiten, größern zu, in welchem ein zweiter Niederschlag erfolgt. Der dritte Kasten ist wieder größer als der zweite u. s. f., und die Trübe vertheilt sich daher vermöge des Gewichts der Theilchen und zu gleicher Zeit durch den Widerstand, den das Wasser dem Fall entgegensetzt.

Eine Erfahrung von mehreren Jahren hat die Vortheile und Nachtheile beider Systeme der Separation kennen gelehrt. Die Separation in den Spitzkästen ist, gut regulirt, eine zweckmäßigere als die in den Gräben oder durch die Mehlführung erlangte, indem in diesen letzteren die Sohle, auf der die Schlämme niederfallen, durch den Absatz selbst gebildet wird und daher eine Ebene darbietet, deren Neigung während des Niederfallens der Schlämme sich sehr verändert. Ein fernerer, einer gleichförmigen Separation nachtheiliger Umstand sind die Biegungen der Gräben. Alles dies ist bei der Spitzkästen-Separation nicht der Fall.

Bei der Mehlführung separiren sich die Schlämme von dem Wasser und setzen sich auf dem Boden der Gräben ab. Man darf sie nur dann als definitiv separirt ansehen, wenn sie sich zu Massen gebildet haben.

In den Spitzkästen bleiben die Schlämme, indem sie sich separiren, noch mit dem Wasser vermengt. Die aus den Abtheilungen der Mehlführung mit der Schaufel ausgeschlagenen Schlämme müssen, ehe sie verwaschen, erst wieder mit Wasser gemengt werden, während die Producte der Spitzkästen unmittelbar auf den Herden verarbeitet werden können. Die Anwendung der Grabenführung veranlaßt daher zwei einander gerade entgegenstehende Arbeiten: die Trennung der mineralischen Theile von einander und die Abscheidung des Wassers während der Separation, und die Vermengung derselben Materialien nach der Separation mit Wasser. Während man die separirten Schlämme mit der Schaufel aus den Gräben ausschlägt, wird ein Theil davon wiederum mit dem Wasser vermengt, der Strom nimmt sie mit sich und die Separation ist wieder vernichtet. Schlägt man die abgesetzten Schlämme nicht zu rechter Zeit aus, so hebt sich der Spiegel des Stroms und das Wasser fließt über die Ränder der Seitenwände der Gräben in einen andern Theil derselben, wohin es erst nach einem Umwege gelangen müßte, und dies ist ebenfalls ein Grund der Störung der Separation. Endlich, um die Schlämme von den Gräben leicht zu den Herden schaffen zu können, müssen sie eine gewisse Consistenz erlangt haben, was aber die Veranlassung

giebt, daß beim Umrühren in Wasser hin und wieder kleine Klümpchen ungelöst zurückbleiben, in dieser Gestalt auf den Waschherd gelangen und den Schliech mit sich fortreißen. Der Transport der Schlämme von den Gräben nach den Herden giebt überhaupt Veranlassung zu manchen Verlusten.

Die Spitzkästen dagegen veranlassen wesentlich höhere Anlagekosten als die Gräben, diese aber weit höhere Betriebskosten durch die Arbeitslöhne für das Ausstechen, den Transport und das Mengen der Schlämme. Diese Arbeitslöhne fallen dagegen bei den Spitzkästen weg, indem die Schlämme vollkommen gemengt auf den Herd kommen; letzterer Umstand veranlaßt ein weit höheres Ausbringen bei der Wäscharbeit.

Wenn der Betrieb der Spitzkästen ein sehr regelmäßiger ist, und dabei nur geringe Aufsicht beansprucht, so hat er aber auch den Nachtheil, daß er entweder Wäschgebäude von mehreren Stockwerken, oder Auftrageräder, Pumpen rc. erfordert. Will man ferner nicht das Nachtarbeiten, so setzen sich die Schlämme in den Kästen ab, sobald man den Abfluß der Trübe unterbricht, und man muß sie dann beim Wiederbeginn des Betriebes von Neuem mit Wasser vermengen. Dieser Nachtheil ist aber zu vermeiden, wenn man am Schluß der Schicht die Trübe aus dem Spitzkasten auslaufen läßt, und wenn man sie beim Wiederanfange der Schicht mit klarem Wasser füllt. Kurz, die Nachtheile sind geringer als die Vortheile.

In zwei Pochwerken des Polsterthals hat man Separation in den Mehlgerinnen durch folgende Einrichtungen zu verbessern gesucht. Die aus dem Pochtroge abfließende Trübe fällt unmittelbar oder mit Hülfe eines kleinen Auftragerades in eine Trommel mit 2 Sieben, von denen die Maschen des ersten ½ und die des zweiten 1 Linien weit sind. Die Abfälle kommen zur Setzarbeit, das durch die Maschen Fallende wird in Schlammgräben verarbeitet, während das durch die engen Gehende in das Mehlgerinne gelangt. Der in dem Schoßgerinne sich absetzende Theil der Trübe kommt zur Schlämmarbeit, das Uebrige zu den Kehrherden. Man erlangt auf diese Weise eine bessere Kornseparation als durch die Mehlführung allein und zwar ohne Arbeit, ohne größern Wasserverbrauch und mit einer unbedeutenden Triebkraft.

Als Hülfsapparate zur Separation erwähnen wir noch die Spitzgerinne, die einen dreieckigen Querschnitt haben. Dieselben haben an gewissen Punkten des spitzen Bodens Löcher, durch welche mit einem Theile des Wassers die röschesten Körner, welche am Boden

rollen, in ein Gerinne fallen. Man würde auf diese Weise eine gewisse Separation, ähnlich der in den Spitzkästen, bewirken, wenn sich die Trübe nicht in Sümpfen absetzte. Dieselbe Art der Separation erfolgt durch die Abfallgerinne, die unter gewissen Umständen gute Dienste thun können. Wenn z. B. die Pochwerksproducte nicht gut separirt sind, so bleibt viel Sand in den Schlämmen; ehe nun dieser Sand zu den Stoßherden gelangt, läßt man ihn durch ein Abfallgerinne gehen. Das über dem Herde liegende Ende des Gerinnes hat am Boden zwei oder drei Löcher, welche mit der Stelltafel des Stoßherdes in Verbindung stehen. Die Sande sind während ihrer Bewegung, wegen ihrer Schwere zu Boden gefallen und gelangen durch die Löcher auf den Stoßherd, während das trübe Wasser durch einen Ueberfall an der Seite des Gerinnes abfließt und zu Kehrherden geführt wird.

Mit Hülfe dieser Vorrichtungen findet eine genaue Separation der Sande und der Schlämme statt und es werden jene durch die Setz- und diese durch die Wäscharbeit weiter verarbeitet.

Wir wollen über die Fortschritte der Kornseparation an verschiedenen Orten noch folgende kurze Bemerkung machen.

Auf der Grube Bastenberg im Siegener Bezirk sind statt der bisherigen Handseparationsrätter Separationstrommeln von 8½ Fuß Länge und 18 Zoll Durchmesser eingerichtet und man hat damit sehr gute Resultate erlangt. (Preuß. Ztschr. II. A. 393.)

Bei den Tagebauen der Concession Meinertshaben im Dürener Bezirk hat man zur Trennung der Bleierzknoten einfache Separationsrätter angewendet, die blos durch Menschenhände in Bewegung gesetzt werden. Man hat dadurch gegen die frühern Beutelkörbe sehr vortheilhafte Resultate erlangt und würde noch bessere erlangen, wenn man zweckmäßig construirte Separationstrommeln anwendete. (A. a. O.)

Spitzkästen. — Die Einrichtung der Spitzkastenaufbereitung auf der Grube Diepenlinchen, Bezirk Düren, hat sich als vortheilhaft bewährt. Man erreicht neben der Aufbereitung der Waschabgänge noch den Zweck, daß die Waschtrübe hierdurch schon mehr abgeklärt wird. (A. a. O.)

Ueber den Betrieb der Spitzkästen zu Przibram bemerkt der dortige Pochwerksschaffer Hutzelmann in der Oestr. Zeitschr. 1855, Nr. 1: 1. Reserve-Spitzkästen bei der röschen und mittlern Herdabtheilung sind nicht nothwendig, denn sie wurden bei einem 3½jährigen Betriebe des Spitzkastenapparates noch nicht

vermißt. — 2. Steigrohr beim röschen Spitzkasten. Die schweren Przibramer Mehle wollten bei der frühern Steigung der Zuflußrinnen zu den Herden nicht fließen. Es wurde daher die Steigung dieser Rinnen auf dem Erfahrungswege mit 10 Zoll auf 1 Klafter ausgemittelt. Um dies aber zu erzielen, mußte dem röschen Spitzkasten ein Steigrohr von 2½ Fuß Länge gegeben werden. — Diese Erfahrungen vermehren die bereits anerkannten und mehrseitig erprobten Vortheile des Spitzkastenapparaten.

Auch auf dem Oberharze sind die Spitzkastenapparate bereits seit mehreren Jahren eingeführt, wie wir schon weiter oben, S. 42 bemerkten. Der königl. Einfahrer Fr. Schell zu Clausthal sagt in der Berg- und Hüttenm. Zeit. 1855, Nr. 18, über diese Aufbereitungsapparate Nachstehendes: „Die Spitzkastenapparate, deren Vortheil gegen die gewöhnliche Mehlführung am Oberharze zur Zeit noch nicht erwiesen ist, haben nichtsdestoweniger in mehreren österreichischen Bergwerksbezirken (wie wir soeben von Przibram sahen) eine gewisse Bedeutung erlangt, so daß es nicht überflüssig erscheinen dürfte, über die Bedingungen, unter welchen man dieselben in Przibram und Schemnitz angewendet hat, Einiges mitzutheilen, so wie die Nachtheile hervorzuheben, welche augenblicklich noch am Oberharze damit verbunden sind.

Es scheint, als wenn bei deren Anwendung folgende Punkte vorgeschwebt hätten: 1. wollte man eine vollständige Separation erzielen; 2. eine continuirliche Arbeit herstellen, und 3. das zeitraubende Ausbringen der Mehlführungsgefäße umgehen. Auf die nähere Erörterung dieser drei Punkte können wir hier nicht eingehen, sondern müssen unsere Leser auf die Quelle verweisen. — Herr v. Hingenau hat den Schell'schen Aufsatz, als für Oesterreich von besonderem Interesse, in seine Zeitschrift 1855, Nr. 21, aufgenommen und hat dadurch Veranlassung gegeben, daß diese wichtige Angelegenheit Gegenstand von Discussionen wird, was seine großen Vortheile haben muß.

Wenn nun Herr Schell zugesteht, daß bei so massenhafter Zerkleinerung, wie sie z. B. in Schemnitz stattfindet, die Spitzkästen entschieden im Vortheile sind, so bemerkt er dagegen, daß unter den gegebenen Verhältnissen am Oberharz die Sympathien für die Spitzkästen im Weichen begriffen sind. Man würde daher bei einem in der nächsten Zeit neu zu erbauenden Pochwerke zwar kleine Spitzkästen für die Abscheidung der röschen Mehle anwenden, für alle Schlämme aber die gewöhnliche Mehlführung beibehalten.

Ueber die Vortheile der Spitzkästen insbesondere bei Verarbeitung der feinsten Schlämme spricht der k. k. Bergmeister Szmick, in der Oesterreich. Zeitschr. 1855, Nr. 28.

Bemerkung des Sections- und Oberbergraths Rittinger zu Wien über den Aufsatz des Einfahrers Schell zu Clausthal: „Einiges über Spitzkästenapparate" in Nr. 18 der Berg- und Hüttenm. Zeit. 1855, ebenfalls in der Oesterr. Zeitschr. 1855, Nr. 28.

Ueber die Versuche mit dem Spitzkastenapparate bei der Oberharzischen Aufbereitung. Vom Pochgeschwornen Wimmer und Einfahrer Osann zu Clausthal. In der Berg- und Hüttenm. Zeit. 1855, Nr. 39 u. 40. Polemik gegen den Schell-schen Aufsatz.

Ueber die Bedingungen einer vortheilhaften Anwendung des Rittinger'schen Spitzkastenapparates. Vom k. k. Bergmeister Szmik in Felsobanya. In der Oester. Zeitschr. 1856, Nr. 3.

Zur Spitzkastenfrage. Vom Einfahrer Schell. In der Berg- und Hüttenm. Zeitschr. 1856, Nr. 15.

Es würde uns natürlich zu weit führen, den Inhalt aller dieser Discussionen für und wider die Spitzkästen nur im gedrängten Auszuge mittheilen zu wollen, und wir müssen daher auf die citirten Quellen verweisen.

Spitzkastenapparate mit Pipen statt Mundstücken beschreibt der k. k. Pochwerksschaffer v. Bellusich zu Przibram in den Rittinger'schen „Erfahrungen" Jahrgang 1857, S. 7.

Beim Thumfeldpochwerke zu Przibram, wo die Kraftwassermenge sehr variabel ist, müssen, um bei dem oftmaligen Wechsel der gangbaren Pocheisen die Herdtrübe stets in schlämmgerechter Dickflüssigkeit zu erhalten, die Mundstücke an den Spitzkästen öfter gewechselt werden. Abgesehen davon, daß dieses oftmalige Wechseln an und für sich den Arbeiter belästigt, ist es auch schwierig, die zur Erzielung der entsprechenden Trübedichtigkeit erforderliche lichte Weite des Mundstückes immer mit Genauigkeit zu treffen.

Um diesem Uebelstande abzuhelfen und den Arbeiter in den Stand zu setzen, den erforderlichen Ausflußquerschnitt bei geringer Mühe mit Genauigkeit reguliren zu können, sind statt der üblichen hölzernen Mundstücke gußeiserne Pipen versuchsweise in Anwendung genommen worden, welche allen Erwartungen entsprechen und sich praktisch bewähren.

Die Verhältnisse, unter welchen das Thumfeldpochwerk betrieben wird, sind folgende:

Größte Anzahl gangbarer Eisen 45. Das Pochen selbst mittelrösch.

Mehlgehalt der röschen Herdtrübe 19 Pfund,
" " mittleren " 20 "
" " milden " 10 "
" des Schmundes 4 Pfund.

Windseparation. — Ueber die Aufbereitung des röschen Korns und der Schlämme mittelst Ventilatoren hat der kais. franz. Bergwerksingenieur Pernolet in den Annales des Mines, 5. Reihe, Bd. IV. S. 157 ff. sehr wichtige Bemerkungen mitgetheilt, die auch auszugsweise in die Berg- und Hüttenm. Zeit. 1855, Nr. 28, aufgenommen worden sind. Herr P. hat zu keinen guten Resultaten gelangen können.

Die Preuß. Zeitschr. II. A. 393 sagt über eine auf dem untern Ramsbecker Aufbereitungswerke in Westphalen an eine Quetschmaschine angebaute Windsortirmaschine (Trieur à vent) Folgendes: Die auf dem Walzwerk zerkleinerte Erzmasse wird zunächst mittelst Trommeln auf trocknem Wege separirt, sodann auf einem Plattenheerde getrocknet und durch einen Trichter der Windseparation übergeben. Der Apparat besteht aus zwei Abtheilungen, von denen die eine ein 2 Fuß hoher und 1½ Fuß breiter, aus Zinkblech construirter Apparat ist, welcher eine Länge von 99 Fuß hat und an dessen Boden die verschiedenen Ausschüttöffnungen zum Austragen des niedergefallenen Erzmehles angebracht sind. Die zweite Abtheilung besteht aus dem obern Theile des Speichers, in welchem der Apparat aufgestellt ist, und hat eine Länge von 100 Fuß. Am Ende dieser Abtheilung ist eine 5 Fuß hohe Esse angebracht, durch welche der Luftstrom entweicht. Die Versuche mit diesem Apparate sind länger als ein Jahr im Gange gewesen, jedoch hat er bis jetzt nur eine unvollständige Trennung des Korns gegeben. Um diesen Fehler zu beseitigen hat man dem aus Zinkblech hergestellten Kanale eine solche pyramidale Form gegeben, daß der Querschnitt auf 1 Fuß Länge um 6 Quadratzoll zunimmt. Die weiteren Versuche haben noch kein entschiedenes Resultat gegeben.

Ueber die Anwendbarkeit eines mit constanter Geschwindigkeit aufsteigenden Wasserstromes bei der Erzaufbereitung hat Herr v. d. Borne zu Dortmund in der Preuß. Zeitschrift IV. B. 224 ff. eine sehr wichtige, mit guten Abbildungen

versehene Arbeit mitgetheilt. Es beruhen die hier discutirten und zum Theil dem Calcül unterworfenen Sätze auf den folgenden Thatsachen:

Bringt man Körner von gleichem specifischen Gewicht und von verschiedener Größe in einen mit constanter Geschwindigkeit aufsteigenden Wasserstrom, so werden bei einer bestimmten Geschwindigkeit die größern Körner niedersinken, die kleinern von dem Strome emporgehoben werden: man erhält eine Separation nach der Korngröße. — Sind die Körner von gleicher Größe, aber von verschiedenem specifischen Gewichte, so giebt es eine Geschwindigkeit des aufsteigenden Stromes, bei der die specifisch schwerern Körner sinken, die specifisch leichtern aber emporgehoben werden: man hat eine Trennung nach dem specifischen Gewichte (eine Concentration).

Haben die Körner verschiedene Größe und verschiedenes specifisches Gewicht, so kann dem aufsteigenden Strome im Allgemeinen eine Geschwindigkeit gegeben werden, bei der sowohl von den specifisch leichtern, als von den specifisch schwerern Körnern ein Theil gehoben wird und ein Theil niedersinkt. Sowohl der Niederschlag wie der gehobene Theil besteht aus einem Gemenge von Körnern, worin die von gleichem specifischen Gewichte nach der Größe separirt, worin aber die specifisch schwerern Körner kleiner als die specifisch leichtern sind.

Die Anwendung dieser Principien in der Aufbereitung betrachtet nun der Verfasser in seiner Arbeit näher und es zerfällt dieselbe in nachstehende Abschnitte: 1. Theorie der Bewegung von Körpern, die sich in einem mit constanter Geschwindigkeit aufsteigenden Wasserstrome befinden; 2. Anwendung eines mit constanter Geschwindigkeit aufsteigenden Wasserstromes bei der Aufbereitung des Erzes und der Steinkohlen. — Wir verweisen auf diese eben so fleißige als interessante Arbeit.

Der königl. preuß. Bergmeister v. Sparre zu Eisleben hat in dem Bergwerksfreunde, Bd. 21, Nr. 23 u. ff., dem bergmännischen Publicum die bisherigen Resultate der Untersuchungen über die Separation körniger Substanzen, welche er bereits seit einer längern Reihe von Jahren, theils auf theoretischem, theils auf praktischem Wege ausgeführt hat, im Zusammenhange dargelegt. Wir müssen auf diese sehr zu beachtende Arbeit verweisen.

Die Hauptresultate der Versuche des französischen Bergingenieurs Pernolet (Annales des Mines, 4. Reihe, Bd. XX, S. 379 ff., 535 ff., 5. Reihe, Bd. IV, S. 144, Bd. IX, S. 281) über den Nieder-

fall der Mineralien in sich bewegendem Wasser sind folgende:

1. In dem Maaß, als der Strom an Tiefe und Geschwindigkeit wächst, verlängert sich der Absatz eines Minerals immer mehr und mehr in der Richtung des Stromes und im Verhältniß zu der Kraft des letztern.

2. In dem Maaß, als sich der Absatz eines und desselben Minerals mehr in der Länge ausdehnt, ist das mittlere Gewicht der Körner, welche dem obern und untern Ende des Absatzes angehören, immer mehr und mehr verschieden. — Es folgt daraus, in Beziehung auf die Separation, daß es vortheilhaft ist, die Gräben möglichst zu verlängern und tiefer zu machen.

3. Der Zeitraum, welcher dazu erforderlich ist, um von dem Strome von dem Ausgangspunkte bis zu der Abtheilung der Gräben geführt zu werden, in welcher dies Korn liegen bleibt, ist im Wesentlichen gleich der Zeit, welche dasselbe Korn in Anspruch nehmen würde, um senkrecht in einem stehenden Wasser niederzufallen, welches gleiche Tiefe mit dem fließenden hat. — Dieser Grundsatz kann zur Regulirung der Dimensionen der ersten Abtheilung der Mehlführung angewendet werden.

4. Läßt man das untere Ende der Absätze unberücksichtigt, so ist der erlangte Grad der Reinigung unabhängig von der Korngröße des Sandes und von der Kraft des Stromes.

5. Bei manchen Körnern wird der Fall verzögert, bei andern wieder beschleunigt. Wenn Körner, die in Beziehung auf ihre Dichtigkeit und ihr Volumen verschieden sind, gleichzeitig niederfallen, so üben sie eine gegenseitige Wirkung auf sich aus und die größten Körner und die minder dichten Mineralien sind die, auf welche sich dieser Einfluß am meisten äußert. Die Kraft des Wasserstromes kann das Nachtheilige dieser Reactionen am meisten vermindern.

Ueber das Anreichern der Erze bringen die Rittinger'schen „Erfahrungen", Jahrgang 1856, S. 29 u. 30 zwei Arbeiten von dem k. k. Pochwerksschaffer Joh. v. Bellusich in Przibram.

Endlich muß hier auch noch die sogen. Heberwäsche erwähnt werden, welche die Preuß. Zeitschr. Bd. VI, Abth. A, S. 148 ff. beschreibt. Sie ist in der Aufbereitungsanstalt Petersheide bei Commorn im preuß. Bergamtsbezirk Düren im Betriebe und ihre Einrichtung aus dem senkrechten Durchschnitt, Fig. 11 Taf. I, und aus dem horizontalen Durchschnitt, Fig. 12, ersichtlich. Sie besteht im Wesentlichen aus zwei, an ihrem untern Ende communicirenden Röhren a und b

von ungleicher Länge und Weite. In der längern Fallröhre b tritt das Wasser oben durch das Gerinne d ein und fließt bei c über den Rand des Steigerohrs a ab, während von dem durch den Trichter c zugeführten Erzhaufwerk die specifisch leichtern Theile über den Rand bei c mit abgeführt werden, die schwerern aber auf das Sieb e' fallen, resp. durch dasselbe zu Boden sinken. Unter dem Heber befindet sich ein Unterkasten h, in welchen das separirte Haufwerk von Zeit zu Zeit abgelassen werden kann. Der Abschluß dieses Unterkastens durch das Ventil f ist in der Weise eingerichtet, daß bei dem Oeffnen desselben durch den Hebel g gleichzeitig ein anderes Ventil f in dem Rohre a geschlossen wird, so daß die zuströmenden klaren Wasser so lange abgesperrt sind. Diese Heberwäsche verarbeitet mit Leichtigkeit in der Stunde 900 bis 1000 Ctr. Haufwerk aus Sand und kleinen Bleierzknotten bestehend und verbraucht 30 Kubikfuß Läuterwasser in der Minute.

Viertes Kapitel.

Die Siebsetzarbeit.

Beschreibung der auf dem Oberharze im Betriebe stehenden, continuirlichen Setzapparate.

Die continuirlichen Apparate bezeichnen eine neue Aera bei der Harzer Aufbereitung. Man hat oft, und nicht mit Unrecht, behauptet, daß die Zugutemachung der Erze dort unter so exceptionellen Verhältnissen erfolge, daß es gar nicht möglich sei, sie in den meisten Fällen in ihrer Gesammtheit anzunehmen, da jeder technische Fortschritt aus dem Gesichtspunkte des Bergwerkshaushaltes discutirt werden muß, dennoch kehrt man häufig zu dieser Schule zurück, da man dort stets vorwärts geht, da man erfinderisch, da dort die Organisation der Arbeit höchst lehrreich ist.

So wird jetzt das Arbeitssystem wichtigen Versuchen unterworfen, welche die größte Aufmerksamkeit verdienen. Durch mechanische Combinationen sucht man die Menschenarbeit zu beschränken oder zu ersetzen. Weiter oben haben wir gesehen, wie die erst spät eingeführten Trommeln das Grubenklein oder die Poch- und Walzvorräthe läutern und separiren; das Unterschüren geschieht, wie in Sachsen und Niederungarn, selbstwirkend.

Andrerseits sucht man das Intermittirende bei der Setzarbeit zu vermeiden; kleine Stoßherde, sogenannte Sichertröge, suchen die

Schlammgräben zu verdrängen. Das Verwaschen der mehr oder weniger feinen Schlämme wird fast ohne Handarbeit durch große Stoßherde mit gehobenem Fuß und durch rotirende Herde bewirkt; die unbeweglichen Apparate, bei denen der Arbeiter Alles zu thun hat, sind daher mit Maschinen in Parallele gestellt, die nur einer Aufsicht bedürfen. Die Pochwerke und Wäschen endlich erhalten eine staffel- oder etagenartige Aufstellung, so daß die Mineralsubstanzen sich von selbst von Apparat zu Apparat schaffen. Da wo man in den alten Pochwerken neues Holz sieht, kann man versichert sein, irgend eine Combination von geneigten Lutten, von einem Auftragerade, eine Trommel, oder einen continuirlichen Setzapparat zu sehen, welche die aufzubereitenden Substanzen leiten, heben, separiren und classificiren, ohne daß Menschenhände dabei mitzuwirken haben.

Nun ist dies freilich kein allgemein angenommenes, sondern ein Aufbereitungssystem, welches versucht wird. Einen wesentlichen Theil davon bilden die continuirlichen Setzmaschinen, jedoch mit einem verschiedenartigen Erfolg. Während die rotirenden Herde definitiv eingeführt worden sind, haben die continuirlichen Setzsiebe nicht alles das geleistet, was man von ihnen erwartete, sondern sie bleiben weiteren Versuchen und Studien überlassen.

Die rotirenden Herde sind von dem englischen Roundbuddle entlehnt, wogegen die continuirlichen Setzsiebe ihre Entstehung der glücklichen Zusammenkunft des Zufalles und eines Beobachters verdanken. Die Sache verhält sich wie folgt: Ein Arbeiter bei einem Setzsiebe wollte die Wäsche eine Zeit lang verlassen; um aber seine Arbeit nicht gar zu viel zu vermindern, überlud er sein Sieb, ließ Wasser darauf strömen, setzte den Kolben in Bewegung und ging fort. Es kam Jemand dazu und bemerkte, daß bei jedem Kolbenzuge das Wasser einen Theil der ärmsten Körner über den Rand wegführte, während die reichsten Körner sich, wie stets, auf dem Siebe concentrirten. Dadurch kam man auf die Idee von einem continuirlichen Setzsiebe.

Die ersten Versuche, welche den Zweck hatten, die gewöhnlichen Apparate in continuirliche zu verwandeln, wurden in dem Winter von 1850 und 1851 gemacht.

Man hat bis jetzt auf dem Harze drei Systeme dieser Setzmaschinen construirt, welche sind: 1. continuirliche Siebe mit einem Faß; 2. continuirliche Siebe mit zur Seite befindlichem Kolben; 3. dreifach continuirliches Setzsieb mit unterm Kolben. Wir wollen sie mit Hülfe von Abbildungen beschreiben.

Continuirliche Setzmaschine mit Faß. Dieser Setzapparat ist auf Taf. I, in Fig. 13 von vorn, in Fig. 14 im senkrechten Durchschnitt durch die Achse dargestellt, während Fig. 15 eine innere Ansicht des Fasses, nach Wegnahme des Siebes, giebt.

Das Wasserfaß, in welchem sich das Sieb bewegt, ist fast cylindrisch; es besteht aus hölzernen Dauben mit eisernen Bändern. Es hat etwa 1 Meter Höhe und etwa 1 Meter Durchmesser. 0,40 Meter unter dem obern Rande neigt sich die innere Wand trichterförmig, cc, nach der Oeffnung a zu. Alles, was in diesen Theil des Fasses fällt, gelangt nach diesem Punkt a und wird in den Kasten X geführt, und zwar durch eine Lutte ab. Ein hölzerner Schieber P (Fig. 1) gestattet die Regulirung dieser Entleerung.

Im Innern dieses Trichters ist ein gußeiserner Kegel dd angebracht, der sich mittelst seines obern Randes mit einem cylindrischen Theile ee von 0,12 Meter Höhe und 0,45 Meter Durchmesser verbindet. Dieser Kegel wird durch die auf der hohen Kante stehenden Bretter f festgehalten. Alles Hineinfallende geht durch die Oeffnung g und durch den geneigten Kanal gh nach dem Kasten Y. An den Kegel ist das Kreuz ii gegossen, um die Lutte ll zu tragen, welche durch den Kegel und den Trichter cc geht und bei m in den Kasten Z ausläuft; die Wirkungen werden wir weiter unten kennen lernen.

Das Sieb nn ist kreisrund und besteht aus Eisen- oder Messingdraht mit Löchern oder Maschen von etwas weniger als 1 Millimeter Weite. Der Durchmesser dieses Siebes beträgt 0,66 Meter. Es wird von darunter angebrachten hölzernen Leisten getragen, und ist an einem runden hölzernen Rand oo von 0,04 Meter Dicke befestigt, welcher über dem Siebboden 0,08 Meter hoch ist. An demselben ist an den beiden Punkten pp ein eiserner Bügel qq befestigt, der das Sieb mit der Stange TT verbindet. Derselben werden durch einen Schwengel oder Hebel und eine Daumenwelle senkrechte Stöße ertheilt.

Der Siebrand OO ist auf seiner ganzen Peripherie zugeschärft, um den Fall der Setzgraupen, welche das Wasser gehoben, über den Rand zu erleichtern. Diese Zuschärfung ist mit einem Blechschirme versehen, der über den Rand des gußeisernen Kegels dd greift und eine unrichtige Separirung der verschiedenen Materialien von einander verhindert.

In der Mitte ist das Sieb durch eine kleine Zinkplatte ersetzt, die eine runde Oeffnung von 0,02 Meter Durchmesser darbietet.

Die Fig. 16 stellt diesen Theil nach einem viel größern Maß-

stabe dar. Die Zinkplatte ist an zwei concentrischen eisernen Röhren tt', resp. von 0,03 und 0,02 Meter Durchmesser befestigt, welche einen leeren Ring zwischen sich lassen, in welche die Entleerungslutte ll, die aus Eisen- oder Zinkblech besteht, paßt, und das Kreuz ii des gußeisernen Kegels dd trägt. Beide Röhren tt' werden übrigens durch die beiden eisernen Bänder LL gehalten, welche die äußere Röhre mittelst der beiden kleinen Hälse umfassen, während ihre Enden an dem hölzernen Siebkranze festgeschraubt sind.

Die Oeffnung S der Röhre, welche in der Mitte des Siebes beginnt, kann durch eine eiserne Stange uu, von 0,02 Meter mit konischer Spitze, verschlossen werden. Die auf- und niederwärtsgehende Bewegung wird der Stange durch eine Schraube am obern Ende, deren Mitte sich in dem eisernen Support vv befindet, mitgetheilt. Die Basis ist von einem Zinkkegel xx von 0,10 Meter Durchmesser in der Basis umgeben; oben hängt er an dem Support vv und unten bleibt zwischen seinem Rande und dem Siebe ein leerer Raum von 5 Millimeter Höhe. Diese Einrichtung hat den Zweck, zu der Oeffnung s nur die Körner der untersten Schicht auf dem Siebe gelangen zu lassen.

Während des Betriebes ist der Apparat mit Wasser angefüllt; ein Ueberfall, yy, der sich 0,10 Meter über dem obern Faßrande öffnet, führt das überflüssige Wasser ab, und mit ihm gehen die meisten Körner in den Kasten X, dem auch die, über den schräg ablaufenden Rand des Siebes gehenden Körner zufallen.

Die von dem Wasser weggeführten Setzkörner gelangen mittelst der gereinigten Lutte A ununterbrochen zur Mitte des Siebes. Das Sieb erhält eine senkrechte stoßende Bewegung. Die Schnelligkeit dieser Bewegung, sowie ihre Größe, werden nach der Größe und Beschaffenheit der Setzgraupen bestimmt. Jedesmal, wenn das Chargirte plötzlich in das Wasser hinuntergeht, hebt dasselbe die Graupen. Die leichtesten und ärmsten werden über den Rand geführt, sie gelangen in den Kegel cc und durch die Lutte ab in den Kasten X. Die successiven Stöße bringen die reichsten und dichtesten Graupen auf den Siebboden, wo sie eine Schicht bilden. Zu Anfang des Betriebes verschließt man die Oeffnung s, indem man die Stange u niederschraubt und es kann daher auf diesem Wege kein Korn das Sieb verlassen. Wenn aber die reiche Graupenschicht sich auf dem Siebe abgesetzt hat, so wird der Verschluß geöffnet, worauf der reiche Abhub durch die mittlere Röhre ll und die Oeffnung m in den Kasten Z gelangt, der Zinkkegel xx läßt nur die unteren reichen

Graupen zu der Oeffnung s gelangen, während eine leichte Neigung des Siebes nach dieser Oeffnung den Abfall der reichen Graupen erleichtert.

Es macht dieser Apparat daher drei Klassen oder Abhübe:

1) Reiche Graupen, welche dem Kasten Z zufallen.
2) Arme Graupen, welche nach dem Kasten X gelangen.
3) Schlämme, welche durch das Sieb gehen, dem Kegel dd zufallen und durch die Lutte gh dem Kasten Y zufließen.

Betriebsdetails über diesen Apparat können wir nicht mittheilen, da er bei Hrn. Gillons Anwesenheit zu Clausthal soeben erst vollendet worden war; er befindet sich im dritten Zellerfelder Thalpochwerke und ist nach einer Maschine construirt, die zuerst im 11. Clausthaler Thalpochwerke aufgestellt war. Die Einrichtungen beider sind gleich, nur die Form allein ist verschieden. Der Apparat im Clausthaler Thalpochwerk ist nicht rund, sondern länglich viereckig; das Sieb ist etwa 0,75 Meter lang und 0,50 Meter breit. Die Maschen haben 0,005 Meter Weite und sind daher sehr eng; unter dem Siebboden sind starke Eisendrähte angebracht. Ein so feines Sieb verstopft sich nach einiger Zeit und erfordert alsdann Reinigungen. In der Mitte befindet sich eine Oeffnung und eine Lutte zur Abführung der reichen Graupen ebenfalls mit concentrischen Röhren, wie die oben beschriebene Einrichtung. Das Sieb ist von allen Seiten her nach dieser Oeffnung hin etwas geneigt. Eine conische Zinkplatte, deren unteres Ende etwas über dem Siebe steht, läßt nur die untere Schicht zur Oeffnung gelangen. Die Setzvorräthe und das klare Wasser gelangen nicht auf die Mitte des Siebes, sondern auf eins von dessen Enden, die Siebränder stehen 0,14 Meter über dem Siebe und nur der Rand, welcher dem, an welchem die Setzvorräthe einfließen, gerade gegenüber steht, hat eine Höhe von nur 0,025 Meter. Es folgt aus dieser Einrichtung, daß die von dem Wasser über das ganze länglich viereckige Sieb geführten Vorräthe, sich auf diesem Wege unter dem Einflusse der Stöße, die das Sieb erhält, classificiren und daß, an's Ende gelangt, nur die unhaltigen Graupen über den 0,025 Meter hohen Rand geführt werden. Man darf annehmen, daß, wenn diese Einrichtung in dem Zellerthaler Pochwerke auf reichere Vorräthe angewendet wird, dieselbe noch bessere Resultate geben muß, weil viel Gangart zu entfernen ist und das Erz einen langen Weg zu machen hat, wodurch die Separation des Reichen von dem Armen erleichtert wird.

Die über den Siebrand gehende Gangart fällt in einen pyra-

midalen Kasten, und dahin fallen auch die durch das Sieb gehenden Schlämme. Diese beiden pyramidalen Kästen, die in einander stehen und etwas von einander entfernt sind, bestehen aus Holz und veranlassen weniger Kosten als die konischen Fässer von Gußeisen. Diese Siebe erhalten in der Minute 180 bis 200 Stöße mit einem Hube von 2 bis 3 Millimetern, es ist daher diese Bewegung eine Art zitternde. Die Bewegungsübertragung erfolgt mittelst eines Hebels und einer Welle mit fünf Daumen, die von der Triebwelle aus durch Laufriemen und Scheiben bewirkt wird.

Die mit diesem Apparat verarbeiteten Setzvorräthe bestanden in armem Bergerze, welches man, ehe es einer weitern Aufbereitung unterworfen, anreichern wollte. Man hat es vorher durch das Mittelblech gepocht, wodurch man ein Korn von etwa 0,002 Meter Größe erlangt. Es wurden diese Setzgraupen continuirlich auf das Sieb geführt, und zwar mittelst einer Schraube oder Schnecke, die in eine zweckmäßig schnelle drehende Bewegung gesetzt wurde. Während des Betriebes wurde die Verschlußstange in der Mitte des Siebes halb geöffnet, und alle fünf Minuten etwa hob man sie gänzlich, um jede Verstopfung zu vermeiden.

Man hat mit dieser Setzmaschine in einer 12stündigen Schicht 60 Ctr. oder etwa 258 Cubikfuß Setzkörner von geringem Erzgehalt verarbeitet. Durch das Setzen wurde das Erz um das Doppelte angereichert, d. h. es gingen 50 Proc. Gangart über den Rand des Siebes. Um diese Gangarten näher kennen zu lernen, wurden 700 Ctr. durch das Afterblech, d. h. sehr fein gepocht und man erhielt beim Verwaschen im Schlämmgraben und auf dem Kehrherde reinen Schliech, so daß also die Gangarten weggestürzt werden konnten.

Das durch das Sieb gehende Trübe vereinigt sich mit den Schlämmen und wird, wie diese, weiter verarbeitet.

Es scheinen diese Setzsiebe gute Resultate zu geben, wenn es sich um die Concentration armer Vorräthe handelt. Verarbeitet man mit denselben reiche Körner, so würde man als Product einer ersten Concentration ein Gemenge von Stuff- oder Schurerz erhalten, die, mit demselben Apparat weiter verarbeitet, endlich schmelzwürdiges Stufferz geben würden. Die Rückstände müßten alsdann fein oder zäh verpocht werden und zur Wäscharbeit kommen.

Die successiven Concentrationen mit den continuirlichen Setzmaschinen würden eine ähnliche Arbeit wie die in den Schlammgräben bilden und würden sich auf alle Vorräthe anwenden lassen, die gewöhnlich in den Apparaten aufbereitet werden. Die continuirlichen

Setzsiebe werden daher bei guter Betriebseinrichtung die Schlammgräben ersetzen und eine wesentliche Arbeitsersparung herbeiführen.

Wir wollen nun noch, mit Hülfe der Fig. 17 und 18, im Grunde und im Aufriß, eine selbstwirkende Anreicherung der Vorräthe und Producte beschreiben, welche im 3. Zellerfelder Thalpochwerke für den Betrieb der continuirlichen Setzsiebe vorgerichtet ist.

Das gepochte Erz gelangt vom Pochtroge durch den abfallenden Graben A auf die drei Spitzkasten BBB, in denen eine Separation bewirkt wird; die leichten Theile fließen aus denselben durch die Gräben CC ab und gelangen in große Spitzgerinne und aus diesen zu Stoß- und Kehrherden. Die schweren Graupen gehen dagegen durch die Spitzkasten B und begeben sich durch das Gerinne C′C′C′ in die Schaufeln eines kleinen Auftragerades DD. Dasselbe erhebt die Vorräthe, welche durch ihr Gewicht nach E zurückfallen und in den geneigten Kanal F der ersten Trommel zufallen, deren Maschen nur 1 Millimeter Weite haben. Das aus der Trommel Herausfallende gelangt durch den Kanal H in das continuirliche Setzsieb P. Das durch die Maschen der Trommel Durchgefallene gelangt durch die Lutte J in die zweite Trommel K, deren Maschen nicht mehr als ½ Millimeter Oeffnung haben. Das aus dieser zweiten Trommel Herausgefallene fällt durch L dem continuirlichen Setzsiebe Q zu, während die durch die Maschen gegangene Trübe durch die fallende Lutte M auf einen Stoßherd O gelangt. In dem Stelltafelgerinne derselben erfolgt eine neue Separation: der gröbste und schwerste Sand gelangt durch die beiden Löcher pp auf den Herd, während die leichteren und feineren Schlämme durch einen Ueberfall in einen Graben N und aus diesem auf Kehrherde gelangen. Das Auftragerad, die Trommeln und die Setzsiebe erhalten durch Vorgelege und Riemenscheiben eine solidarische Bewegung.

Ein solches Ganzes, wie der erwähnte Apparat, hat auch seine Fehler und diese bestehen hauptsächlich in dem leichten Verstopfen der engen Maschen einer engen Trommel; in dem 3 Zoll hohen Rande des continuirlichen Setzsiebes, mit dem so feine Setzkörner verarbeitet werden sollen, und in mehreren andern Details. Allein es ist weniger der Werth der Apparate, sondern mehr die Idee, der Geist der Einrichtung, der unsere Aufmerksamkeit erregen muß: es ist der Versuch, ein verwickeltes System der Separation und Anreicherung unabhängig von jeder Handarbeit zu machen.

Continuirliches Setzsieb mit zur Seite befindlichem Kolben. Dieser Apparat besteht aus zwei aneinanderliegenden läng-

lich viereckigen hölzernen Kasten, von denen Fig 19, Taf. I eine Ansicht von Oben und Fig. 20 einen Durchschnitt nach A B, Fig. 19, giebt. Beide Behälter sind, wie alle Apparate dieser Art, während des Betriebes mit Wasser angefüllt und stehen mit einander in Verbindung. Der eine enthält einen Kolben P, zur Dichtung mit den Wänden mit einer Lederscheibe S S versehen. Der Kolben steht mit einer eisernen Kolbenstange t t in Verbindung und erhält eine auf- und niedergehende Bewegung. Diese Kolbenstange kann in dem Kolben ein solches Spiel annehmen, daß, wenn sie aufwärts geht, sie den Kolben nicht mit sich führt, so daß derselbe beim Aufgange schwimmend bleibt. Dadurch wird ein Ansaugen während des Kolbenaufganges vermieden.

Im zweiten Behälter Q befindet sich ein festes Sieb a a, welches sehr enge Maschen von etwa ½ Millimeter hat. In seiner Mitte befindet sich eine Oeffnung b, durch welche der angereicherte Setzvorrath durch die Lutte c f abfällt. Dieselbe ist mit einem Verschluß c versehen, welcher das untere Ende einer senkrechten eisernen Stange bildet, während das obere Ende sich in einem kleinen Muff g bewegen kann. Bei h ist diese Stange mit einem Ringe versehen, durch den eine Art eiserner Hebel i geht, der sich bei k dreht, und dessen Ende unter einem horizontalen Nagel m liegt, der sich an einer Hülse mit der Kolbenstange f f befindet. Durch diese Vorrichtung wird der Verschluß c beim Niedergange des Kolbens P gehoben und die Abflußlutte b f geöffnet, dagegen aber beim Aufgange des Kolbens geschlossen. Vier Zoll (0,096 Meter) über dem Siebe ist eine von den Wänden des Kastens geöffnet und die gehobenen Körner können während des Betriebes, durch das Wasser weggeführt, durch eine Art Trichter n n und die geneigte Lutte p p abfließen. Die Setzgraupen werden, wenn man sie noch weiter verarbeiten will, dem Pochwerke zugeführt.

Die durch die Setzmaschine gegangenen Schlämme fallen in den darunter befindlichen Kasten und werden von Zeit zu Zeit durch die zugeschraubte Thür q herausgeschlagen.

Die Setzgraupen, welche sehr fein sind, gelangen continuirlich auf das Sieb, werden dort continuirlich classificirt und ausgeführt; sie kommen von dem Pochwerke mit behinderter Austragung, welches wir weiter oben beschrieben haben. Die Erzschicht erhält 60 bis 65 Stöße in der Minute; die Höhe des Hubes beträgt 0,036 Meter bis 0,048 Meter. Die Setzgraupen erleiden auf diesem Siebe zuvörderst eine Concentrationsarbeit; die durch ein erstes Setzen angereicherten Vorräthe werden von Neuem auf ähnlichen Apparaten verarbeitet

und man erhält alsdann schmelzwürdige Graupen. Bis jetzt sind aber die von diesem Apparate gelieferten Präparate nicht rein genug gefunden worden. Die Dicke der Erzschicht im Verhältniß zu der Kleinheit des Korns und diese wieder im Verhältniß zur Größe des Hubes, die durch die Dicke der Schicht bedingt werden, sind Umstände, welche den mittelmäßigen Dienst, den dies continuirliche Setzsieb geleistet hat, erklären können. Die relative Stellung der Kolben- und der Verschlußstange scheint ebenfalls nachtheilig für den Betrieb zu sein. Aus dieser Einrichtung folgt, daß, wenn sich der Kolben senkt, d. h. wenn das Wasser von unten nach oben durch das Sieb gedrückt und der Setzvorrath folglich gehoben wird, die Oeffnung zum Ausfluß der reichen Graupen geöffnet ist, während, wenn der Kolben aufwärts geht, und die Graupen auf das Sieb niederfallen, diese Oeffnung verschlossen wird. Diese Einrichtung kann aber nur ungünstig auf die Behandlung vieler Setzvorräthe einwirken.

Dreifach continuirliches Setzsieb mit unterm Kolben. — Von diesem Apparat giebt es nur einen einzigen in dem Bergwerkswohlfahrter Pochwerke. Er besteht aus einem hölzernen, länglich viereckigen Kasten, der durch Scheider in drei Abtheilungen getheilt ist. In jeder Abtheilung befindet sich ein festes Drahtsieb a a′ a″, Taf. II, Fig. 1, welches eine Neigung von $^3/_8$ Zoll (0,009 Meter) in der Richtung des Ganges der Arbeit und der Länge des Siebes nach, die etwa 2 Fuß (0,52 Meter) beträgt, hat. Diese drei Siebabtheilungen haben ganz ähnliche Einrichtungen: um sie im Detail zu erklären, ist die Maschine in Fig. 1 im senkrechten Längendurchschnitt nach der gebrochenen Linie CD der Fig. 2 dargestellt. Die letztere ist ein horizontaler Durchschnitt nach verschiedenen Ebenen, welche durch die gebrochene Linie AB, Fig. 1, dargestellt werden. Fig. 13 endlich ist ein senkrechter Querdurchschnitt nach EE. Das zweite Sieb a′ liegt 3 Zoll (0,072 Meter) unter dem ersten, das dritte a″ 3 Zoll unter dem zweiten. Am tiefsten Punkte eines jeden Siebes öffnet sich eine geneigte Lutte b b, durch welche die auf dem Siebe abgesetzten Graupen abfließen, sobald man mit dem Griffe c einen kleinen eisernen Schieber d öffnet, der als Verschluß dient. Zu gleicher Zeit öffnet man eine Klappe mit Haspen e, die man mittelst eines Hebels f, der aus einem Daumen gebildet ist, welcher gegen die Klappe drückt, verschlossen hält (Fig. 3). Die Setzgraupen fallen in einen kleinen Trog g vor dem Apparat, dessen Boden aus einem Drahtsiebe besteht, durch welches mit dem Wasser die feineren Theile in das Pochgerinne fließen. 10 — 12 Centimeter unter dem Siebe

befinden sich Oeffnungen i i′ i″, durch welche während des Betriebes ein Theil des Materials aus der erstern in die zweite, aus dieser in die dritte und aus dieser endlich in eine Trommel gelangt, deren Oeffnungen 2 Millimeter haben und die ihre Bewegung durch einen Riemen und Rollen k erhält. Die durch die Trommel fallende Trübe gelangt in das Spitzgerinne, welches drei Sorten separirt.

Unter jedem Kolben bewegt sich ein Kolben mit Ventil und mit einer eisernen Stange l (Fig. 3), die durch Hebel und Wellbaumen eine abwechselnd auf- und niedergehende Bewegung erhält.

Die Bewegungen der drei Kolben haben eine solche Einrichtung, daß sie gegenseitig abwechseln. Die zwischen dem Siebe und dem Kolben befindliche Wassersäule hat eine mittlere Höhe von 16 Zoll. An dem hintern Theile des Apparates angebrachte Lutten, welche eine Verbindung zwischen der äußern Atmosphäre und dem Raume unter dem Kolben herstellen, führen Wasser und Luft während des Aufgangs des Kolbens herbei. Während des Niedergangs geht die gepreßte Luft durch das Ventil über den Kolben, gelangt unter das Sieb und entweicht durch seitwärts angebrachte Lutten. Der Boden einer jeden Abtheilung besteht aus einer geneigten Ebene r, wodurch das Herausziehen der durch die Siebe gegangenen Schlämme mittelst Thüren q erleichtert wird. Es gelangen diese Schlämme in das Pochgerinne.

Die Setzgraupen von 3/8 oder 3/16 Zoll gelangen aus einem Trichter oder Aufschütter mit Schieber auf das erste Sieb a a, und mit ihnen das Wasser. Der Kolben macht in der Minute etwa 50 Hube von 3 Zoll; er hebt die Masse, deren Theile sich separiren. Die leichten Körner werden bis zur Höhe eines Ueberfalls gehoben und durch das Wasser weggeführt. Sie gelangen zum Siebe, wo eine neue Concentration stattfindet. Bei dieser neuen Arbeit gehen die ärmsten Theile durch Ueberfallsöffnungen i, i′ auf das dritte Sieb, von welchem das Oberste durch i″ in eine Separationstrommel gelangt.

Wenn auf dem Siebe eine hinreichende Menge von angereichertem Erz vorhanden ist, was nach einer Zeit erfolgt, die von der Beschaffenheit der Körner, welche die Erfahrung kennen lehrt, abhängt, so hebt der Arbeiter die Schütze c, indem er den Daumen f hebt, und das Erz fällt in einen Kasten. Sobald arme Körner abfließen, wird die Schütze geschlossen. Diese Arbeit wird mit jedem Siebe wiederholt. Die Producte derselben vermindern sich natürlich nach und nach vom ersten bis zum dritten Siebe. Sie werden daher

der gewöhnlichen Siebsetzarbeit übergeben, ehe sie zur Hütte gelangen.

Der Vortheil dieses Apparates besteht in der schnellen Separation in verschiedene Klassen, allein es ist nicht möglich, dabei fertige Producte zu gewinnen. Verarbeitet man Bergerzgänge von $^3/_8$ Zoll Volum, so kann man in 2 Stunden 8 Tonnen aufbereiten, wobei man 2 Cubikfuß Stuff- und Schurerz, $2^1/_2$ Cubikfuß Schur- und Pocherz und 2 Tonnen 1 Cubikfuß Bergerz erhält. Wenn man Körner von $^3/_{16}$ Zoll verarbeitet, so setzt man in 1 Stunde 20 Min. 8 Tonnen durch, wovon 1 Cubikfuß Stuff- und Schurerz, $1^3/_4$ Cubikfuß Schur- und Pocherz und 1 Tonne 6 Cubikfuß Bergerz erfolgen. Der Wasserverbrauch ist bedeutend; es fließt fortwährend durch die Trommel aus, sowie auch bei jedem Ausziehen von Erz. Die erforderliche Menge, um die Setzgraupen auf das Sieb zu führen, kann auf wenigstens 4 Cubikfuß in der Minute angegeben werden.

Dies ist nun das Verhalten der Frage wegen der continuirlichen Setzmaschine. Wenn auch eine vollständige Lösung derselben noch nicht in Aussicht steht, so kann man den Versuchen, die wir hier dargestellt haben, um so weniger die Anerkennung absprechen, als dabei viele Intelligenz entwickelt und ernstliche Schwierigkeiten überwunden sind.

Setzarbeit zu Immekeppel.

Die Construction der zur Aufbereitung der Wände angewendeten Setzmaschinen geht aus Fig. 4, 5 u. 6, Taf. II hervor. Zu beiden Seiten des gemeinschaftlichen schwimmenden Kolbens liegt ein Sieb, welches in einen Rahmen gefaßt auf den Rand a b abgesetzt wird, so daß dann die Höhe vom Siebboden bis zum Rande 9″, und die lichte Weite 20″ à 20″ beträgt. Fig. 6 giebt einen Querdurchschnitt durch den Kolben. Dieser besteht aus zwei zinkblechernen Luftkasten c und d von $16^1/_2$″ Länge, $7^1/_4$″ Breite und 10″ Höhe, die ein dreizölliges Brett von gleicher Länge und Höhe von einander scheidet. Durch die Mitte dieses Brettes geht die Kolbenstange. Die äußere Bekleidung der Luftkasten von 1zölligen Brettern wird durch 4 Schraubenbolzen fest an das Mittelbrett und an den Rändern durch Holzschrauben verbunden, und damit kein Wasser eindringe, von Außen angestrichen. Der Schieber, eine starke Eisenblechplatte, wird mittelst eines Hebels durch den Schlitz e f leicht auf- und abgeführt und öffnet oder versperrt so die Durchlaßöffnung, die $8^1/_2$″ hoch und 20″ breit ist.

Zum Reinigen des Kastens ist eine Oeffnung g von 12″ Breite

und 5″ Höhe angebracht, die von Außen mit einer Klappe und Preßschraube verschlossen wird. Unmittelbar unter dem Siebboden liegt das von Außen mit einem Krahnen versehene Rohr h zum Ablassen des Wassers beim Abheben. Auf dem Balken l ist eine den Balancier umschließende Leitung i k befestigt. Zugleich kann man durch Unterlegen von Klötzchen auf l den Hub reguliren. In einer Entfernung von 6′ vom Drehpunkte o ist der Balancier mit einem Gewichte von 195 Pfd. beschwert. Der Angriffspunkt des Heblings n liegt $5^3/_4$′ vom Drehpunkte entfernt. Es berechnet sich nun die zum Anheben nothwendige Kraft, wie folgt: das Gewicht des Balanciers von 64 Pfd. wirke mit einem Hebelarm von 4′, und das der Kolbenstange von ungefähr 24 Pfd. mit einem Hebelarm von $6^1/_2$′, so muß die Summe der statistischen Momente gleich sein oder $P \times 5^3/_4{}'$ $= 64$ Pfd. $\times 4' + 195$ Pfd. $\times 6' + 24$ Pfd. $\times 6^1/_2{}'$, woraus $P = 275$ Pfd.

Bei richtiger Anordnung der Heblinge auf der Welle werden daher 10 Setzmaschinen kaum mehr wie eine Pferdekraft in Anspruch nehmen. Beim Anlassen der Maschine läßt man mit einem einfachen Hebel den Balancier herunter, welcher dann von dem Hebling angehoben wird. Der Kolben steigt mit der Stange empor und wird beim Loslassen des Hebels wieder unter Wasser gestoßen, welches dann unter der Scheidewand herströmt und den Vorrath auf dem Siebe hebt. Durch Undichtheit der Schieber wird bei diesen Sieben oft ein großer Wasserverlust verursacht. Die Erfahrungen in Immekeppel benutzend, construirt daher der frühere dortige Chef-constructeur Herr Neuerberg in Deutz jetzt Setzmaschinen mit schwimmenden Kolben und einem festen Siebe in größeren Dimensionen. Der Kolben ist nämlich 14″ hoch und $23^1/_2$ à $23^1/_2$″ breit. Der Kolbenkasten hat bei $32^1/_2$″ Höhe $24^1/_2$ à $24^1/_2$″ Weite, und das Sieb bei gleicher Weite wie der Kolbenkasten 7″ Höhe, so daß 2 Cubikfuß Vorräthe jedesmal aufgegeben werden können. Das Ventil zum Ablassen des Wassers von $3^1/_2$″ Durchmesser liegt im Boden unter dem Siebe, wodurch eine Selbstreinigung des Setzkastens wird erzielt werden.

Setzen des Walzerzes III. Klasse. — 1. Der Ausfall aus Trommel II (Korn von 6—8 Millim.) wird auf dem Grobsetzsieb verarbeitet, wobei der Hub 3″ betragen soll. Man giebt jedesmal $^1/_2$ Scheffel auf, nimmt Berg-, dann Pocherz und zuletzt Walzerz ab und es wird auf dem Siebe nur noch eine sehr dünne Schicht liegen bleiben. Bei dieser Korngröße läßt sich näm-

lich die Blende weder vom Spatheisenstein, noch vom Blei trennen, und es gehen somit auch reine Blendgraupen, wenn man sie nicht auslesen will, unter das Walzerz, welches auf dem Feinwalzwerk gequetscht wird. In 2—2 1/2 Minuten (80—90 Stöße) hat der Vorrath in dem einen Siebe gesetzt, während dessen man auf dem andern Siebe die Abhübe macht. Hat man 2 Scheffel Rauhmasse auf jedem Siebe verarbeitet, so nimmt man die noch unreinen Bleigraupen vom Siebe weg und reservirt selbige, bis man 2 Scheffel zusammen reinsetzen kann. Aus 10 Scheffeln Rauhmasse hat man 1/4 Scheffel reine Graupen erhalten. Da man nun 8 Scheffel in der Stunde setzen kann, so wird ein Mädchen in der Schicht (zu 10 Stunden wirklicher Arbeitszeit gerechnet) aus 72 Scheffeln verarbeitetem Haufwerke 1 1/2 Scheffel Bleigraupen gewinnen können.

2. Auch bei dem Korn von 6—8 Millim. aus Feld III der Trommel II (Hub 2″) kann man noch keine Blende gewinnen. Statt jedoch, wie es hier geschieht, den Walzenabhub zu dem Pocherz zu werfen, dürfte es wohl besser sein, auch diesen nochmals auf fein gestellten Walzen zu quetschen und dann zu setzen. Man kann also den Erfahrungssatz aufstellen, daß das Trennen der Blende vom Bleiglanz durch Siebsetzarbeit bei 4 Millim. Korngröße seine Grenze hat. Bei einer jedesmaligen Aufgabe von 1/2 Scheffel können nach einer Probe in der Schicht 68—70 Scheffel gesetzt und 3—3 1/2 Scheffel Bleigraupen daraus gewonnen werden.

3. Das Korn von 3—4 Millim. aus Feld II Trommel II wird, wie das vorhergehende, auf Mittelsetzsieben verarbeitet. In 38 Minuten setzt man 4 Scheffel und erhält 1/2 Pfd. Blende, die jedoch nicht frei von Spatheisenstein sind, und 1/8 Scheffel Bleigraupen. Es kann mithin ein Mädchen in der Schicht 64 Scheffel Haufwerk setzen, und 8 Scheffel Blende und 2 Scheffel Bleigraupen darstellen.

4. Das Korn von 2—4 Millim. des Abfalls der Trommel III wird, wie das folgende, auf ein Feinsetzsieb mit 1 Millim. Zwischenraum der Eisendrähte gesetzt. Hierbei muß man schon nach je 1 Scheffel aufgegebenen Vorrathes das Sieb von den unreinen Bleigraupen befreien, um sie später zusammen einzusetzen. In der Schicht kann man 60 Scheffel verarbeiten, und 10 Scheffel Blende und 1 7/8 Bleigraupen gewinnen.

5. Bei dem Korn von 1—2 Millim. von Feld II Trommel II (Hub 1″) giebt man zuerst 1/2 Scheffel auf, dann aber zweimal nur

$^1/_4$ Scheffel. Nach dem dritten Abheben muß man den Vorrath nochmals setzen lassen, um die Bleigraupen zu bekommen. Aus 55 Scheffeln Rauhmasse wird ein Mädchen in der Schicht 10 Scheffel Blende und 1 Scheffel Blei produciren.

6. Das Korn von $^1/_2$—1 Millim. aus Feld II Trommel III wird auf einem Drahtgewebe mit 1$^1/_2$ Millim. Maschenöffnungen gesetzt. Das Gewebe liegt zu seiner Unterstützung auf einem gröbern Drahtgewebe von 3 Millim. Maschenweite, welches noch von $^3/_4$″ Zoll hohen, sich rechtwinklig kreuzenden und in den Rahmen eingelassenen Eisenstäben getragen wird. Ist das Haufwerk nicht ganz schlammfrei, so verstopfen sich die Siebmaschen, besonders an den Rändern, der Wasserstrom kann dann nur stellenweise durchdringen und wirbelt den Vorrath auf dem Siebe durcheinander. Es wurden in 2 Stunden nur 2 Scheffel fertig gesetzt und daraus erhalten $^3/_4$ Scheffel Blende und $^3/_8$ Scheffel Bleigraupen.

Setzen des Walzerzes II. Klasse. — Um Erzverlust wo möglich zu vermeiden, ist es beim Verarbeiten dieser und der I. Klasse den Mädchen untersagt, einen Abhub Berge zu machen, obwohl, wenigstens bei den feineren Körnern, sich mit Vorsicht eine Schicht abnehmen ließe.

1. Es bestehen also beim Ausfall aus Trommel II die Abhübe aus Pocherz und Walzerz. In 25 Minuten setzt man 3 Scheffel rauh und in 10 Minuten die abgehobenen Bleigraupen rein, und gewinnt deren $^1/_2$ Scheffel. Aus 53 Scheffeln verarbeitetem Haufwerk in der Schicht (10 Stunden) wird man daher 4$^1/_2$ Scheffel Bleigraupen darstellen.

2. Von dem Korn aus Feld III Trommel II hat man in 50 Minuten 4 Scheffel gesetzt und $^1/_2$ Scheffel Blende und $^1/_4$ Scheffel Bleigraupen erhalten. Die Blende ist jedoch nicht ganz rein und würde sich bei dieser Korngröße gar nicht darstellen lassen, wenn in dem Walzerz II. Klasse nicht das Verhältniß von Blende zu Blei = 3 : 1 wäre. In der Schicht werden demnach 48 Scheffel verarbeitet und 6 Scheffel Blende und 3 Scheffel Bleigraupen gewonnen werden können.

3. Bei dem Korn von Feld II Trommel II giebt man am besten im Anfang $^5/_8$ Scheffel und dann nur $^3/_8$ Scheffel auf, hebt die reine Blende ab und befreit den Siebboden von den noch unreinen Bleigraupen, um sie später zusammenzusetzen. Nach diesem Verfahren hat man in der Schicht 45 Scheffel Haufwerk verarbeitet und 11 Scheffel Blende und 5$^1/_2$ Scheffel Blei producirt.

4. Beim Ausfall aus Trommel III setzt man in gleicher Weise, wie bei dem vorhergehenden Korn bemerkt wurde, nur geht die Leistung in der Schicht auf 40 Scheffel herunter.

5. Bei dem Korn von Feld III Trommel III giebt man ½ Scheffel auf, hebt die noch nicht ganz reine Blende bis aufs Blei ab, giebt nochmals ½ Scheffel auf und setzt beim dritten Male die unreine Blende rein. Nach einer Probe wird die Leistung in der Schicht 40 Scheffel betragen, und werden 11 Scheffel Blende und 3¾ Scheffel Bleigraupen daraus gewonnen.

6. Den Vorrath aus Feld II Trommel III kann man zweckmäßig so setzen, daß man zuerst ½ Scheffel aufgiebt und die unreine Blende bis aufs Blei abhebt, dann noch zwei Mal ¼ Scheffel einfüllt und erst zum vierten Male die Blende rein setzt und die Bleigraupen gewinnt. Wenn das Drahtgewebe neu oder doch noch rein und offen ist, kann man 35 Scheffel Rauhmasse verarbeiten und daraus 17 Scheffel Blende und 4 Scheffel Blei darstellen; ist dies nicht der Fall, so kann man an 30 Scheffel in der Schicht kommen.

Wir sehen also, daß das Quantum Haufwerk, welches in einer gewissen Zeit verarbeitet werden kann, vom groben zum feinen Korn hin abnimmt, dagegen die Menge des daraus dargestellten Erzes steigt. Um es nochmals zusammenzufassen, beträgt das Maximum der Leistung beim Walzerz III. Klasse 72 Scheffel, beim Walzerz II. Klasse 55 Scheffel, und das Minimum beim Walzerz III. Klasse 45 Sch., beim Walzerz II. Klasse 35 Sch., die durchschnittliche Leistung beim Walzerz III. Klasse 60 Sch. und beim Walzerz II. Klasse 42 Scheffel.

Im Walzerz I. Klasse ist das Verhältniß von Blei zu Blende ungefähr = 3 : 1 und wird dieses noch mehr Zeit zum Setzen nöthig haben als das Blendenwalzerz.

Aufbereitung des Grubenkleins. — Das Grubenklein gelangt in einem besondern Gebäude, der sogenannten Trommelwäsche, zur Aufbereitung, in welchem das Feinwalzwerk, 10 Setzmaschinen und 7 Separationstrommeln aufgestellt sind. Die bewegende Kraft für diese Apparate liefert ein Wasserrad von 16′ Durchmesser und einer lichten Weite von 5′, dessen Schaufeln 13″ von einander abstehen. Es macht 10 Umgänge in der Minute, verbraucht bei 12″ Radkranztiefe 780 Cubikfuß Wasser bei jedem Umgange und entwickelt bei einem Gefälle von 11′ ungefähr 6 Pferdekräfte.

Das Grubenklein wird von einem Arbeiter, der für den Wagen 16 Pf. erhält, auf einer Bühne vor den beiden Läuterkästen ausge-

laden. Der mit Eisenblech belegte Boden eines solchen Läuterkastens ist 34″ lang, steht am Roste 3″ und vorn 8″ vom Rande ab, damit das aufgegebene Grubenklein stets mit Wasser bedeckt sei. Der 28″ lange Rost wird mit ½zölligen Eisenstäben gebildet, deren Zwischenraum 35 Millimeter beträgt. Ein Arbeiter wirft nun das Haufwerksklein auf die Kästen, spült unter dem aus einer 2zölligen Röhre strömenden Wasserstrahl den Schlamm ab, während ein anderer es mit einer Kratze auf dem Roste herumzieht. Der Durchfall gelangt in die Separationstrommeln, und das Korn von mehr als 35 Millimeter Durchmesser zieht der Spüler über den Rost in eine Lütte, aus der es in den Spülgraben fällt. Hier wird es nochmals unter einem Wasserstrahl gereinigt, und in Berge und erzführende Gänge sortirt, welche bei der Scheidung ebenfalls 1. Bleistufferz, 2. Blendestufferz, 3. Walzerz I. Klasse, 4. Walzerz II. Klasse, 5. Walzerz III. Klasse, 6. Walzerz IV. Klasse (Pochgänge, zur spätern Verarbeitung auf die Halde gestürzt), 7. Berge ergeben. Die 4 Spüler erhalten für die Schicht 12 Sgr. und das Minimum ihrer Leistungen beträgt 10 Wagen à 18 Scheffel. In einem Gedinge von 7 Sgr. für den Wagen haben sie schon 16 durchgearbeitet.

Die Trommel I hat 2 Felder, von denen Feld I 2′ 4″ lang ist, mit Löchern von 10 Millim. Durchmesser, Feld II 2′ mit Löchern von 25 Millim. Durchmesser. Der Durchfall aus Feld I gelangt in Trommel II, welche 4 Felder hat. Feld I ist 2′ 10′, Feld II 2′ 7″, Feld III 2′, Feld IV 1′ 7″ lang, und haben die Löcher in Feld I 5 Millim., in Feld II 6 Millim., in Feld III 8 Millim., in Feld IV 12 Millim. Was durch das erste Feld geht wird in die Trommel III geführt, mit 4 Feldern, von denen Feld I 2′ 6″, Feld II 2′ 4″, Feld III 2′ und Feld IV 1′ 10″ Länge hat. Der Durchmesser der Löcher beträgt bei Feld I ½ Millim., Feld II 1 Millim., Feld III 2 Millim. und Feld IV 3 Millim. Die Trommel I hat eine Neigung von 8″ und einen Durchmesser von 2′, Trommel II bei gleichem Durchmesser eine von 6″ und Trommel III von 4″ mit einem Durchmesser von 30″. An sämmtlichen Trommeln in der Aufbereitung sind, zur Abspülung des Schlammes, kräftige Wasserbrausen angebracht.

Die zum Setzen des Grubenkleins angewandten Maschinen unterscheiden sich im Wesentlichen dadurch von den vorherbeschriebenen, daß jedes Sieb seinen eigenen Kolben hat, der unter dem Siebe liegt und bei seinem Aufgange wirkt. Der Kolben hat (Fig. 7) 4 lederne Klappenventile, welche zur Verhütung des Ueberschlages mit

Bleiplatten beschwert sind. Er ist aus zwei, nach ihren Fasern rechtwinklig aufeinander gelegten 1zölligen Tannenbrettern zusammengesetzt. Wegen der Contraction des Wassers beim Durchströmen erweitern sich die quadratischen Oeffnungen nach unten an jeder Seite um 1 Millim. Der Kolben liegt unter dem Siebboden und lasten auf ihm bei seinem Aufgange ungefähr 2,8 Cubikfuß Wasser. Das Wasser wird in den Raum a' (Fig. 8) eingelassen, strömt unter der Scheidewand her, und damit es auch den Vorrath auf dem Siebboden bedecken kann, sind durch den Kolben 4 Löcher von 1" Durchmesser gebohrt. d ist das Loch zum Ablassen der Wasser und e eine Oeffnung zum Reinigen des Kastens, was alle 2 bis 3 Tage geschehen muß. Die ³/₄zöllige Kolbenstange ist durch ein Querjoch (Fig. 8 und 9) verschraubt, von welchem die 1½" breiten und ½" Zoll starken Stangen abgehen zur Befestigung an den Kolben. g ist der Stoßhebling und h ein zum Schutze des Balancier angebrachter Streichspan. Der ganze Siebkasten ist im Lichten 26" lang, 24" hoch und 21" breit. Die übrigen Dimensionen sind aus der Zeichnung zu entnehmen. Obwohl diese Setzkästen manche Reparaturen erfordern, besonders an den Ventilen, so empfehlen sie sich doch durch ihre einfache Construction und wegen der geringen, zu ihrem Umtriebe erforderlichen Kraft.

Setzen des separirten Grubenkleins. Der Ausfall aus Trommel I (Korn von 25—35 Millim.) wird mit dem Walzerz III. Klasse auf dem Röschwalzwerke gequetscht. Auch der Durchfall in Feld II (Korn von 17—23 Millim.) wird nur dann gesetzt, wenn die Geschicke reich sind und wenig zu verarbeitendes Haufwerk da ist. Die Blei- und Blendegraupen werden dann mit der Hand ausgelesen. Gewöhnlich wird es jedoch auf dem Feinwalzwerk gequetscht.

Der Ausfall aus Trommel II wird auf zwei Grobsetzsieben von 3 Millim. Durchmesser der Löcher gesetzt und das Korn aus Feld IV und Feld III auf 2 solchen Sieben von Eisendrähten mit 2 Millim. Zwischenraum. Das Korn aus Feld II, der Ausfall aus Trommel III und das Korn von Feld IV derselben werden auf 4 Mittelsetzsieben von 1 Millim. Zwischenraum der Eisendrähte, und das Korn von Feld III und II auf 2 Feinsetzsieben von Drahtgewebe mit ½ Millim. Maschenöffnung verarbeitet.

Das Grubenklein ist so arm, daß man in der Schicht höchstens vier Mal reine Blende und zwei Mal Bleigraupen abheben kann. Wenn nach den Abhüben der Berge und Pochgänge das Sieb noch etwa halb voll bleibt, so schreitet man zum Reinsetzen. Man läßt

den Vorrath nochmals setzen, nimmt die Blende und dann eine Uebergangsschicht von der Blende zu den Bleigraupen ab, mit welcher man nachher den Siebboden wieder bedeckt. Bei dem röschesten Korn wird diese Uebergangsschicht als Walzerz reservirt und nachher gequetscht, wenn auf dem Feinwalzwerk neue Walzen eingesetzt werden. Ein Mädchen bedient zwei Setzkästen und wird von selbigen in Activität gehalten. Während es auf dem einen Sieb bei dem gröbern Korn in 3—3½ Minute abhebt und von Neuem aufgiebt, hat das andere Sieb wieder gesetzt. Wegen der sehr schlammigen Beimischung, welche das Korn von ½, 1 bis 2 Millim. hat, dauert das Setzen auf den beiden Feinsetzsieben 7—8 Minuten, so daß hier ein Mädchen 3 Siebe bedienen könnte. Man kann die Leistung bei den Grobsetzsieben zu 45 Scheffel Haufwerk, bei den Feinsetzsieben zu 25—30 Scheffel in der Schicht annehmen.

Die Walzen des Feinwalzwerkes haben einen Durchmesser von 16″ bei 8″ Breite, bestehen aus einem Mantel von 2″ Stärke und einem festen Kerne. Die Befestigung geschieht mit hölzernen Keilen. Sie machen 32 Umgänge in der Minute und ihr regelmäßiger Gang wird durch ein auf dem Getriebe befestigtes Schwungrad bewirkt, welches bei 6′ Durchmesser und einem Schwungring von 4″ à 8″ in der Minute 100 Umgänge macht. Das Feinwalzwerk quetscht 80 Scheffel in der Schicht.

Das gequetschte Haufwerk wird in eine Trommel geführt, welche in Wasser geht und 5 Felder hat. Feld I ist 30″ lang, mit Löchern von ½ Millim., Feld II 28″ mit Löchern von 1 Millim., Feld III 26′ mit Löchern von 2 Millim., Feld IV 24″ mit Löchern von 3 Millim., und Feld V 20″ mit Löchern von 4 Millim. Durchmesser. Zu bemerken ist noch, daß die gelochten Bleche mit Oeffnungen von ½ und 1 Millim. sich nicht verstopfen und brechen, und daher die neuerdings angewandten Messingdrahtgewebe, welche zu ihrer Haltbarkeit und ihrem Schutz von einem starken Eisendrahtgeflechte umgeben sind, entschieden den Vorzug verdienen.

Das Korn von Feld I ist meistens Sand und Schlamm und wird in die Mehlführung des Röschpochwerkes geworfen. Das Korn von 1 Millim. wird gewöhnlich auf dem Roundbuddle verarbeitet und nur in dem Falle gesetzt, wenn das Haufwerk von Walzerz I. und II. Klasse ist.

Rittinger's stetigwirkender Setzherd. Diese hydraulische Setzmaschine (Setzpumpe) ist seit einigen Jahren zu Przibram und in mehreren Erzrevieren Oesterreichs im Betriebe. Sie ist von

dem dortigen Pochwerksschaffer v. Bellusich in den Rittinger'schen „Erfahrungen", Jahrgang 1857, S. 15—29 mit Hülfe von 4 großen Tafeln sehr genau beschrieben worden. Indem wir darauf verweisen, theilen wir daraus hier nur mit Hülfe von Fig. 10 Taf. II eine kurze Skizze mit, woraus unsere Leser das Princip erkennen werden.

A ist der durch zwei Querwände B und C in drei ungleiche Abtheilungen getheilte Pumpenkasten, ab das fixe Setzsieb, c der mit Klappenventilen d versehene Setzkolben, welcher mittelst zweier beiderseitig angebrachten, das Setzsieb umfassenden und an den hölzernen Steg f angeschraubten Kolbenstangen e mit einer durch irgend eine Betriebskraft vertical bewegten Kurbelstange g verbunden ist, welche demselben die erforderliche auf- und niedergehende Bewegung ertheilt. hh′ sind Seitenkanäle, durch welche das vom Setzkolben gehobene und durch das Setzsieb und den Setzvorrath gepreßte Wasser unter den Kolben wieder zurückgelangen kann, i und i′ sind die beim Niedergange des Kolbens das Ausweichen des Wassers verhindernden Saugventile, kk′ auf das Setzsieb rings herum aufgesetzte Leisten, welche das Aufheben desselben verhüten und um dasselbe eine Art Rahmen bilden; l und l′ dem Siebe als Unterlage und dem Kolben als Führung dienende Futterbretter, und p die zum Trockenlegen des Setzsiebes dienende Pipe.

Geht man in den eigentlichen Betrieb dieses Setzapparates ein, so ergeben sich trotz der bedeutenden gegenüber den mit Menschenkraft betriebenen Stauchsieben sich darbietenden Vortheile noch immer zu beseitigende Nachtheile, denn:

a) Um die Betriebskraft vollständig zu benützen, soll dem Setzsiebe die möglichst größte Oberfläche gegeben werden; je größer aber diese, desto schwieriger ist es, einen reinen Abhub zu erzielen. Auch sind große Siebe weniger dauerhaft als kleine.

b) Der Siebsetzer muß nach erfolgter Setzcampagne behufs des vorzunehmenden Abhubes das über dem Setzsiebe befindliche Wasser ablassen, schreitet sodann zum Abhube und, nachdem er diesen beendet, wieder zur neuen Beschickung und endlich zu abermaliger Wasserfüllung des Setzkastens, wonach er erst die Pumpe wieder in Bewegung setzen kann. Alle diese Arbeiten erfordern, bei einer in Przibram gebräuchlichen Setzfläche von 8 □′, einen durchschnittlichen Zeitaufaufwand von 5 Minuten. Man kann zwar diesem Zeitverluste durch die Anlagen von Doppelsetzpumpen, wovon abwechselnd immer eine betrieben und die andere abgehoben wird, einigermaßen vorbeugen,

man hat aber dabei einerseits die doppelten Anlags- und Unterhaltungskosten zu tragen, und ist in Betreff der quantitativen Leistung doch noch immer dem fraglichen Fleiße und der Geschicklichkeit des Arbeiters preisgegeben. Ueberdies muß aber auch behufs vollständiger Zeitbenutzung die Kolbenfläche mit der Reichhaltigkeit sowie auch mit dem specifischen Gewicht des zu sortirenden Setzgutes, d. h. mit der Zeit, welche zur Vollendung der einzelnen Setzcampagnen erforderlich ist, sowie auch mit jener, welche zur Bewerkstelligung eines Abhubes ausreicht, in einem gewissen Verhältnisse stehen, dessen Bestimmung jedoch mit vieler Unsicherheit verbunden ist.

Es sind daher die zwar an und für sich geringen, sich aber oft wiederholenden und hierdurch immerhin eine beträchtliche Größe erreichenden Zeitverluste beim Setzpumpenbetriebe unvermeidlich, so daß demselben die Stetigkeit, mittelst welcher die oberwähnten Zeitverluste umgangen werden könnten, fehlt.

Allen diesen Uebelständen wird durch Anwendung des vom k. k. Sectionsrathe Peter Rittinger projectirten und Anfangs 1851 bei der Przibramer Aufbereitung in Ausführung gebrachten Setzherdes abgeholfen. Das Princip desselben besteht in Folgendem:

Denkt man sich bei der in Fig. 1 skizzirten hydraulischen Setzpumpe den obern Theil der Kastenwand D, sowie auch jenen der Wand C, also die Theile rr bis zum Horizont des Setzsiebes ab ausgeschnitten, und das Setzsieb, sowie auch die dasselbe umgebenden Wände k′ über die Kastenwand D hinaus nach den punktirten Linien bis m verlängert, die Leisten kk′ unter sich und mit einer vorne eingesetzten Querleiste m zu einer Art länglich viereckigen Rahmens verbunden, das Setzsieb ab an diesem Rahmen von unten angenagelt und mittelst an den Herdrahmen befestigter vier Hängestangen vv ähnlich einem Stoßherde an das Kastengerüst aufgehängt, giebt man ferner der Scheidewand B nach oben bei B′ einen Absatz, und bringt hier die bereits auch bei anderen Aufbereitungs-Mechanismen benützte mechanische Eigenschaft: daß ein auf einer Horizontalebene befindliches Korn bei jedem dieser Ebene an irgend einem Punkte ertheilten horizontalen Stoße nach der Richtung des erhaltenen Stoßes fortrückt, dadurch in Anwendung, daß man durch irgend einen Mechanismus den langsam nach rückwärts geschobenen Siebrahmen km an eine fortgesetzte fixe Leiste q nach jedem Kolbenhube anstoßen oder anprellen läßt, so wird das auf dem horizontalen Setzsiebe befindliche Setzgut in der Richtung ab vorrücken und über den Rand t desselben hinabfallen. Läßt man nun in dem Maaße, als an der Seite t das Setz-

gut vom Setzsiebe abfällt, das letztere an der Seite k etwa durch einen bei Trommelwäschen und Quetschen üblichen Auftragekasten k current mit Setzgut beschicken, so werden die einzelnen Körner nach und nach von a gegen t vorrücken, und in Folge der Einwirkung des durch den Kolben gehobenen Wassers auf ihrem Wege von a nach b nach dem specifischen Gewicht sich ablagern; das vom Kolben gehobene und durch das Setzsieb und Setzgut durchgepreßte Wasser dagegen wird durch das verlängerte Setzsieb an der Stelle bt in den Seitenkanal h′ dringen und durch das Saugventil l′ wieder in ähnlicher Art wie bei der Setzpumpe unter den Kolben gelangen.

Bringt man nun noch, um das bei b nach dem specifischen Gewichte bereits abgelagerte Setzgut nach der Reichhaltigkeit oder im Allgemeinen, um die untere specifisch schwerere von der oberen specifisch leichteren Schicht zu trennen, zwischen die Seitenwände des Rahmens km ein bis zur Kolbenkastenwand l′ reichendes horizontales, mit dem Rahmen fix verbundenes und vertical verstellbares Sieb no an, so werden bei dem durch den Stoß verursachten Vorrücken des Setzgutes die unteren schwereren Schichten ihren Weg zwischen den Sieben bt und no, die oberen leichteren dagegen über das eingeschaltete Sieb no nehmen, daher vom Apparat bei t und o abgeworfen und abgesondert aufgefangen werden können.

Durch diese Umgestaltung der hydraulischen Setzpumpe erhält man einen Setzapparat, welcher mit Hülfe einer durch Maschinenkraft in Umtrieb gesetzten Welle von dieser stetig mit dem zu concentrirenden Setzgute beschickt wird, das letztere unter fortwährender Einwirkung eines Setzkolbens durch Anwendung des Stoßes über ein horizontales Setzsieb fortführt, dasselbe auf diesem Wege allmälig nach dem specifischen Gewichte schichtenweise absondert, und endlich das abgelagerte Setzgut stetig abwirft, so daß hierdurch die bei der Aufbereitung grob eingesprengter Geschicke in so vielfacher Beziehung angestrebte Stetigkeit erzielt wird.

Die ursprüngliche Einrichtung des stetigwirkenden Setzapparates wurde im Verlaufe der ausgeführten Versuche zwar mehrfältig geändert, jedoch nur in Einzelheiten und mit steter Festhaltung an dem zu Grunde gelegten Principe. In unserer Quelle ist nun die Einrichtung dieses Apparates näher beschrieben worden, bei welcher derselbe der gestellten Aufgabe wirklich entspricht und sich praktisch bewährt hat.

Da bei diesem Apparate sowohl das S e t z e n als auch das Absondern des Gesetzten blos durch Maschinenkraft und zwar s t e t i g bewerkstelligt wird, und da derselbe in Betreff der horizontalen Be-

wegung des Siebrahmens einige Aehnlichkeit mit dem Stoßherde besitzt, so wurde für denselben die bezeichnende Benennung „stetig-wirkender Setzherd" angenommen.

Fünftes Kapitel.

Die nasse Aufbereitung.

Die Fortschritte und der jetzige Standpunkt der nassen Aufbereitung auf dem Oberharze.

(Nach Gillon a. a. O.)

Die neuen Pochwerke und Wäschen.

Wir können hier nur kurze Bemerkungen mittheilen, da eine genauere Beschreibung ohne die dem Originale beigegebenen drei großen Tafeln nicht verständlich sein würde.

Wenn man die bedeutenden schweren Materialmengen betrachtet, die unaufhörlich in den Aufbereitungswerkstätten circuliren, so kann es keinen Zweifel erregen, daß die Einrichtung derselben einen wesentlichen Einfluß auf die Productionskosten haben muß.

An vielen Orten, wo es viele Pochwerke und Wäschen giebt, würde man glauben müssen, daß die Ingenieure auf diese zweckmäßige Einrichtung nicht gehörig geachtet haben, wenn man nicht wüßte, daß viele dieser Anstalten mit dem emporkommenden Bergbau nach und nach entstanden sind, und man nicht im Stande war, sie sogleich durch und durch neu vorzurichten. Es würden jedoch viele vor 15 Jahren neu erbaute Pochwerke, wenn sie jetzt neu erbaut werden sollten, auch gänzlich verändert werden.

Das Aufbereitungswesen ist besonders seit einigen Jahren bedeutend vorgeschritten; man hat viele alte Irrthümer erkannt und verbessert und viele neuen Ideen haben sich Bahn gebrochen, um die Weihe der Praxis zu erlangen; dahin gehört zuvörderst die in vielen Bergrevieren vorgefaßte Meinung, daß der Arbeiter bei gewissen Processen nicht vortheilhaft durch Maschinen ersetzt werden könnte, hauptsächlich bei der letzten Anreicherung der Graupen und der Sande. Verfolgt man aber die Geschichte der Erzaufbereitung, so findet man, daß bereits bei gar vielen Zweigen derselben nach und nach Maschinen statt der Arbeiter eingeführt worden sind. Der Oberharz verdient ganz besonders hier genannt zu werden; es hat sich dort in dieser Beziehung seit einigen Jahren eine gänzliche Umwälzung vorbereitet, deren Ziel möglichste Vermeidung von Menschenkräften, wo

sie irgend durch Maschinen ersetzt werden können, war, sowohl bei den Arbeiten selbst als auch bei dem Transporte; daß sie schon gelungene Resultate erzielt haben, geht daraus hervor, daß in den neuen Pochwerksanlagen 12—16 Arbeiter dieselbe Erzmenge aufbereiten können, wie bei den früheren Einrichtungen 80—90 Arbeiter.

Das vierte Zellerfelder Thalpochwerk besteht aus zwei großen, durch einen Gang mit einander vereinigten und staffel- oder stockwerksartig hinter einander liegenden Gebäuden. Die Bodenform ist zur Vorrichtung dieser Stockwerke benutzt worden. Das obere, auf der Anhöhe liegende Gebäude ist 79 Fuß lang und 59 Fuß tief; der bedeckte Gang und Wasserlauf, der es mit dem zweiten Gebäude verbindet, ist 34 Fuß lang und 24 Fuß breit; das zweite, untere Gebäude endlich ist 182 Fuß lang und 57 Fuß tief.

Das Mauerwerk dieser Gebäude besteht aus großen Schlackenziegeln, die in der Frankenscharner Hütte mit den aus den Bleiöfen fließenden Schlacken, die in Formen geleitet, fabricirt werden. Der Dachstuhl wird in der Mitte durch gußeiserne Säulen getragen.

Diese Werkstätten sind zur Aufbereitung eines Erzes bestimmt, das fein eingesprengt in der Gangart vorkommt, so daß es sofort fein gepocht werden muß; sie bilden daher eine Erzwäsche.

Das obere Gebäude zeigt mehr Sohlen; auf der ersten liegt ein Pochwerk von drei Sätzen, jeder Satz mit drei Stempeln; auf der zweiten ein eben solches Pochwerk. In der dritten Sohle, 1,90 Meter unter der zweiten, befinden sich 6 continuirliche Setzmaschinen und 6 Stoßherde. In einiger Entfernung über diesen Apparaten sind Spitzkasten und Separationstrommeln angebracht. Alle diese verschiedenen Sohlen stehen durch geneigte Ebenen mit einander in Verbindung und die Vorräthe gelangen durch Lutten von der einen zur andern.

Der Gang enthält 2 Planherde nebst Zubehör, sowie geneigte Räume, welche die Abgänge der obersten Wäsche der zweiten zuführen.

Die untere Wäsche enthält ein dreisätziges oder neunstempeliges Pochwerk, auf der zweiten Sohle, die drei Fuß unter der ersten liegt, mehrere Spitzkasten mit der Mehlführung. Auf der untersten Sohle, die 2 Meter unter der mittlern liegt, befinden sich die Apparate zum Concentriren der Vorräthe, die vom dritten Pochwerk kommen, nämlich ein Auftragerad, Spitzkasten, eine Trommel, ein Setzsieb und zwei kleine Stoßherde und darunter zwei Planherde; weiter hin zur Concentration der Spitzkastenvorräthe und der Mehlführungsgräben 4

große Stoßherde, zwei Paare rotirender Herde und drei Kehrherde. Ein System von geneigten Lutten stellt die Verbindung zwischen den verschiedenen Maschinen her. Unter dem Bretterboden der verschiedenen Sohlen finden sich Sümpfe und Gräben zum Absatz der Trübe. Endlich befindet sich das Büreau des Steigers in diesem Gebäude.

Die Aufschlagewasser gelangen zuvörderst auf das oberste Pochrad, worauf sie von dem Untergraben auf das Pochrad des untern Gebäudes geführt werden; beide Räder betreiben außer den Pochwellen durch Räderwerke, Riemen und Scheiben alle übrigen Apparate, die einer Bewegung bedürfen, nämlich Trommeln, Stoßherde, Setzmaschinen und rotirende Herde.

Der Betrieb ist folgender: Das geförderte und ausgeschlagene Erz wird den Pochwerken des obersten Gebäudes zugeführt. Die Pochwerke haben die weiter oben beschriebene Einrichtung, und werden mittelst Rollen geschürt, so daß die sechs Tröge nur eines einzigen Arbeiters bedürfen. Das Austragen erfolgt durch die ebenfalls beschriebenen Hindernisse.

Nachdem die Verhältnisse eine Wasserersparung nothwendig machen, so könnte ein Theil der Pochwasser, die beim ersten Pochwerk gedient haben, auch beim zweiten benutzt werden, wozu folgende Einrichtungen angebracht werden müßten. Die Pochtrübe vom ersten Pochwerke müßte durch fünf kleine Spitzkasten gehen, in denen sie, da ihre Geschwindigkeit nur eine geringe, alle reicheren und größeren Körner zurücklassen und die abfließende Trübe nur feine Schlämme enthalten würde, so daß sie beim zweiten Pochwerke recht gut als Pochwasser benutzt werden könnte. Die durch die Spitzkasten gegangenen Graupen und Körner gelangen zum zweiten Pochwerk.

In der untersten Sohle des obern Gebäudes sind die Apparate symmetrisch aufgestellt; die Trübe theilt sich auf der mittlern Sohle in zwei Arme, von denen der eine rechts, der andere links geht, indem zu beiden Seiten gleiche Reihen von Apparaten aufgestellt sind.

Die Vorräthe werden, wie gewöhnlich, nach ihrem Volum in mehrere Klassen separirt, die trüben Wasser gehen durch zwei Spitzkasten, in denen zwei Klassen entstehen.

Die gröberen Körner gelangen zur Trommel, die feineren zu den Stoßherden. Von diesen gelangt die Trübe wieder auf Spitzkasten, welche wieder zwei Klassen geben, von denen die erste auf Stoßherde kommt, und die zweite nach dem untern Gebäude abfällt. Die Abgänge endlich kommen zur Setzarbeit.

Alle diese Separationsarbeiten sind fast gänzlich ohne Hand-

arbeit bewirkt und ein Theil der Anreicherung erfolgte auch selbstwirkend.

Die sechs Setzmaschinen sind continuirliche, mit zur Seite befindlichen, schwimmenden Kolben, ähnlich der weiter oben beschriebenen.

Es erfolgt bei der Setzarbeit Armes, welches in die untere Wäsche geführt und Reiches, welches auf anderen Setzsieben zu Stufferz verarbeitet wird.

Den Stoßherden wird continuirlich eine Klasse von röschen Vorräthen zugeführt; der Fuß dieser Herde ist gehoben und sie separiren die Vorräthe in Reiches und Gangart. Die Neigung des Herdes ist der Art bestimmt, daß die abfließenden Wasser nur arme Abgänge wegführen. Gelangt Schliech bis zum Fuße des Herdes, welches man sehr bald an der bläulichen Farbe sehen kann, wenn man die Schlämme mit der Kiste aufrührt, so zieht man den Fuß mittelst einer Kurbel und eines Schraubenrades in die Höhe. In dem Maße als sich die Vorräthe anreichern, häufen sie sich am Kopfende an; dann erhebt man den Fuß, um dieselbe Neigung gegen den Strom beizubehalten. Das Reiche von zwei Stoßherden wird auf einem dritten zu reichen Schliech für die Hütte verarbeitet. Die Trübe von dem ersten geht auf die Planherde auf dem Gange, die Trübe von dem dritten fließt der untern Wäsche zu.

Dies ist der Betrieb des obern Stockwerks von der staffelförmigen Wäsche (4. Zellerfelder Thalpochwerk). Es muß noch bemerkt werden, daß man in dem Gerinne, welches die Pochtrübe abführt, nur eine Schütze zu öffnen oder zu verschließen braucht, um je nach den Verhältnissen die ganze oder nur die Hälfte der Wäsche zu speisen.

Auf dem Gange zwischen beiden Stockwerken sind Planherde angebracht, deren Schliech auf Stoßherden vollständig gereinigt wird.

Die untere Wäsche nun erhält von der obern folgende dreierlei Vorräthe:

1. die Trübe von den Planherden;
2. den Abgang von den Setzsieben;
3. Schlämme von verschiedenen Apparaten.

Die Art und Weise ihrer Verarbeitung ist folgende: Sind die Erze arm, so geht der Abgang von den Planherden in die wilde Fluth; sind sie aber reich, so werden die Abgänge mit denen von den Setzmaschinen auf dem dritten Pochwerke fein oder zäh gepocht und es wird die Pochtrübe in großen Sümpfen aufgefangen. Die Pro-

ducte dieser Pocharbeit gelangen mittelst eines Auftragerades in Spitzkasten, die das rösche Korn von den Schlämmen trennen, welche letztere zu großen Classificatoren gelangen, während das rösche Korn durch eine Trommel in Abgänge, welche zu einer Setzmaschine kommen, und in Vorräthe für Stoßherde separirt wird.

Das Arme von dem Setzsiebe gelangt auf zwei Planherde oder zum dritten Pochwerke zurück.

An der Stelltafel der Stoßherde separiren kleine Spitzgerinne nochmals das Rösche von dem Zähen, und nur jenes wird auf dem Herde zu Schliech und zu Fluthtrübe verarbeitet. Die abgängigen Körner werden auch wohl noch auf Planherden verarbeitet.

Was nun die nach der untern Wäsche gelangenden Schlämme betrifft, so gehen sie zuvörderst durch 4 Systeme von Classificatoren, von denen jedes aus 15 kleinen Spitzkasten besteht. — Wir müssen hier zuvörderst einige Bemerkungen über diese, bekanntlich erst neuerlich von dem Sections- und Oberbergrath Rittinger in Wien erfundenen Apparate (von deren Fortschritten wir schon weiter oben redeten) machen. Die denselben zuerst in Ungarn, so wie auch später am Harz, in Belgien und anderwärts gegebenen Dimensionen sind zu bedeutend, so daß sie als Classificatoren und Separatoren wesentliche Mängel haben. Sie bedürfen sehr starker Gerüste, sind so hoch, daß die Vorräthe oft gehoben werden müssen, und machen es zur Verminderung des Druckes und der Geschwindigkeit des Wassers oft nöthig, äußerlich eine Röhre anzubringen, die sich leicht verstopft. Man hat daher in der vorliegenden Wäsche einen eigenthümlichen Apparat eingerichtet, der zuvörderst aus 2 langen und engen Spitzgerinnen und 3 Spitzkasten besteht, die breiter als die Gerinne, doch nur 0,83 Meter (34 Zoll) im Quadrat haben. Es folgen darauf 2 mit einander verbundene Reihen von 4 kleinen Spitzkasten, die ein Abflußgerinne von 1,40 Meter (5½ Fuß) Länge bilden. Dieses sich nach und nach erweiternde Gerinne bestimmt die Geschwindigkeitsunterschiede, welche die successive Classificirung der röschen Körner, welche hindurchgehen, veranlassen. Die Wände dieser Spitzkasten sind steiler als bei den älteren, allein das Abfließen des Korns wird dadurch nicht gehindert. Man kann übrigens diese Ausgangsöffnung dadurch offen erhalten, daß man einen Eisendraht durchgehen läßt, der oben an einer horizontalen hölzernen Stange aufgehängt und unter der Oeffnung durch ein Gewicht gespannt erhalten wird; durch Daumen an einer der Transmissionswellen wird diesem Draht eine auf- und niedergehende Bewegung ertheilt.

Die Kästen bestehen aus Zinkblech. Die daraus abfallenden Körner werden unten von geneigten Lutten aufgefangen, die unmittelbar zu den Herden gehen.

Die Construction dieser Kästen erfordert keine hohen Gerüste; sie erheben sich nur wenig über die Sohle, so daß die separirenden Vorräthe nicht hoch gehoben zu werden brauchen, und gewähren auch eine leichte Separation. Form und Gerüste können nach den Umständen modificirt werden. Ein Schütze dient, um eine Reihe dieser Kasten in oder außer Betrieb zu setzen.

Das von dem ersten Spitzkasten gelieferte rösche Korn gelangt zu den großen Stoßherden und wird daselbst zu Schliech verarbeitet; der Abgang kommt entweder zu den Kehrherden, oder wird, wenn er noch reich genug ist, wieder gepocht, oder gelangt im entgegengesetzten Falle auf die Planherde oder sofort in die wilde Fluth.

Die aus den letzten Spitzkasten kommenden Sande kommen zu dem einen rotirenden Herdpaare, wenn sie nicht auf den großen Stoßherden verarbeitet worden sind. In anderen Fällen verarbeitet das erste Paar der rotirenden Herde die Vorräthe aus dem ersten Theile der Mehlführung, während das andere Herdpaar die Schlämme daraus anreichert. Die aus den Mehlgerinnen abfließende Trübe gelangt in die wilde Fluth, während bei reichen Erzen sie zu dem dritten Pochwerke kommt.

Die rotirenden Herde liefern Schliech und Abgang, welcher durch eine lange Grabenführung geht, wo ein Theil sich absetzt und der andere in die äußern Sümpfe geht; jener wird auf rotirenden oder gewöhnlichen Kehrherden verarbeitet. Diese letzteren liefern, je nach der Beschaffenheit der Erze: 1. Bleischliech; 2. blendigen und kupfrigen Schliech; 3. wieder zu verarbeitende Vorräthe; 4. Abgänge.

Diese Aufbereitungsarbeiten erhalten ihr Material von 18 Pochstempeln, die 60 Schläge in der Minute machen; bei 24stündigem Betriebe des Pochwerks können wöchentlich 80 Treiben frei verpocht werden.

Die in der Secunde verbrauchte Wassermenge besteht in etwa 2 Cubikfuß zum Waschen und 4 Cubikfuß Aufschlagewasser zum Betriebe des obersten Pochrades von 28 Fuß Durchmesser und 4 Fuß Breite. Von diesem obern Rade fällt das Wasser auf das untere Pochrad, welches 3 Cubikfuß als Aufschlage- und 1 Cubikfuß als Pochwasser verbraucht.

Das Arbeiter-Personal ist folgendes:

2 Arbeiter für den Transport der Erze in die Wäsche;

1 Arbeiter zur Bedienung der beiden Poche;

1 Arbeiter für die Setzmaschine; er hebt das Reiche von den Concentrationssieben ab, um es den Vollendsieben zu übergeben;
2 Arbeiter für die sechs kleinen Stoßherde und für den Planherd auf dem Verbindungsgange; sie nehmen das Reiche von den ersten Stoßherden weg und übergeben es denen, welche Schliech machen; ebenso reinigen sie auch die belegten Planen in dem Ablauffasse;
1 Arbeiter für das Pochwerk in der zweiten Wäsche und für die beiden dort befindlichen Stoßherde;
1 Arbeiter für die vier großen Stoßherde;
2 Arbeiter für die beiden Paare rotirender Herde;
1 Arbeiter für die drei Kehrherde oder 2 Arbeiter in dem Fall, daß die Schlämme blendig und kupfrig sind.

Dazu kommen noch der Pochsteiger und mehrere Oberschlämmer als Aufseher und zur Reparatur des gehenden Zeuges, weshalb sie Tischlerei verstehen müssen.

Es konnte in dem Obigen nur eine sehr gedrängte Skizze von der neuen Wäsche gegeben werden. An einigen Stellen derselben kann man Kleinlichkeiten und Verwickelungen wahrnehmen, welche den Betrieb erschweren, und was die Apparate betrifft, so lassen die continuirlichen Setzmaschinen noch Manches zu wünschen übrig. Andrerseits kennt man die mittelmäßigen Dienste, welche die Trommeln mit engen Maschen gewähren, da sie sich leicht verstopfen und ebenso leicht beschädigt werden. Ebenso scheinen die doppelten Spitzkasten in der obern Wäsche unzureichend zu einer guten Separation zu sein. Allein mehrere von diesen Mängeln sind schon erkannt und man wird ihre Verbesserung verfolgen. Unter diesen Verhältnissen würde es daher voreilig sein, Angaben über den Metallgehalt der Schlieche und der Abgänge, über die Unterhaltungskosten ꝛc. machen zu wollen, da die Erfahrung von einigen Betriebsjahren sie verändern muß. Von besonderem Interesse sind die überall wirkenden automatischen Apparate, die den Betrieb in den Tag- und Nachtschichten erleichtern, ihm eine große Regelmäßigkeit verleihen und wesentliche Erfahrungen veranlassen. Bemerkenswerth ist es, daß man die Aufgabe mit so bedeutenden Mitteln in einem Lande verfolgt, wo die Arbeitslöhne billig sind. Hierzu muß jedoch bemerkt werden, daß in der Verminderung der Arbeiterzahl bei der Aufbereitung die Haupttendenz der Oberharzer Bergwerksverwaltung liegt.

Aber ungeachtet mancher Veränderungen, die an den neuen Oberharzer Wäschen noch zu machen sein werden, enthält deren jetzige

Einrichtung doch so viel Nachahmungswerthes, daß Prof. Gillon nicht Anstand nahm, die hier auszugsweise mitgetheilte Abhandlung möglichst bald dem Publicum zu übergeben, denn häufig sind technische Werke die Lazarethe, in denen neue Ideen Quarantaine halten müssen, daher auch solche wie vorliegendes gewiß sehr zeitgemäß sind.

Der rotirende Kehrherd.

Dieser neue Aufbereitungsapparat, mit dem zuerst im Jahre 1853 Versuche auf dem Oberharze angestellt sind und dessen erste Beschreibung Nr. 1 der Berg- u. h. Z. vom Jahre 1854 enthält, ist von dem Roundbuddle entlehnt. Dieser letztere, der sich in vielen Pochwerken und Wäschen verbreitet hat, ist nicht ohne Nachtheile und gewährt nur einen unregelmäßigen Betrieb; auch führt er eher eine Classificirung als eine Separation aus. Man bedarf daher mehrere von diesen Apparaten zur Organisation eines vollständigen Betriebes, der dennoch manche Mängel hat. Während des Betriebes bildet der Herd des Roundbuddle, auf welchem die trüben Wasser mit den Mineraltheilen hinabfließen, eine geneigte Ebene, deren Neigung mit dem Absatz der Schlämme steigt, so daß am Scheitel der konischen Oberfläche die Dicke der Schicht 0,15 Meter (über 6 Zoll) erreichen kann, während sie an der Peripherie nur 0,03 Meter (einen starken Zoll) beträgt. Aus der ungleichen Neigung entsteht auch eine ungleiche Geschwindigkeit der Wasser und folglich ein unregelmäßiger Absatz der Schlämme von gleicher Dichtigkeit und gleichem Reichthum. Die reichen Theile setzen sich im Verlaufe des Betriebes nicht genau auf die ab, welche sich vom Anfange als solche niedergeschlagen haben, sondern da die Ebene immer steiler wird, so gehen sie immer mehr herab. Es folgt daraus, daß, um das Gewaschene zweckmäßig in Ringe von gleicher Beschaffenheit zu theilen, man die Masse nicht nach senkrechten, sondern nach schiefen Schnitten theilen müßte, deren Schiefe von den besonderen Umständen der Wäscharbeit abhängen würde. Wenn andererseits in Folge von Unaufmerksamkeit des Wäscharbeiters helle, oder zu wenig Mineraltheile enthaltende trübe Wasser, den Absatz läutern, so werden gewisse Theile mit weggerissen und es wird eine Entclassificirung veranlaßt. Endlich veranlassen geringe Ursachen, das Herabfallen von Wassertropfen auf die Oberfläche des mit Trübe bedeckten Herdes z. B. von den Armen der Besen oder Bürsten, sogleich Rinnen oder Löcher, die sich nicht leicht ebnen lassen, die sich ins Innere der Masse verlängern und die Classificirung benachtheiligen. Alle diese Nachtheile der Roundbuddles sind bei den rotirenden Herden aufgehoben.

Die rotirenden Herde (Taf. II) haben die Form einer konischen convexen Oberfläche, deren Erzeugungslinie eine Neigung von 5—6 Grad hat. Sie ist an einer stehenden hölzernen Welle a, von 0,30 bis 0,40 Meter Durchmesser, befestigt, deren unteres Ende mit einem sich in einer Pfanne drehenden Zapfen, das obere aber mit einem sich in einem Halse bewegenden versehen ist. Die Welle trägt horizontale und schräge Verarmungen, welche mit ihren Enden in einen gußeisernen Stern b treten, der auf der Welle befestigt ist. Die Fig. 11 und 12 zeigen die Details dieser Construction.

Auf diesem Gerüst ist der Bretterherd befestigt. Derselbe hat an der Peripherie 16—18 Fuß im Durchmesser (4,60—5,20 Meter); er besteht aus einem doppelten Boden, von dem der untere mit eisernen Nägel auf der Verarmung, der obere aber mit hölzernen auf dem untern befestigt und dann gehörig abgerichtet und glatt gehobelt ist.

Am obern Ende der stehenden Welle a ist ein horizontales Zahnrad c angebracht, welches mit einer Schraube ohne Ende in Eingriff steht, die von der Triebwelle aus bewegt wird. Der Herd erhält daher eine rotirende Bewegung, deren Geschwindigkeit nach den Umständen verändert werden kann.

Rings um den Rand des Herdes ist ein festes Gerinne dd von Blech angebracht, welches einen viereckigen Querschnitt und 0,15 Meter (7 Zoll) Breite hat; es wird von den hölzernen Säulen ee getragen. Dieses Gerinne hat den Zweck, die Fluthtrübe, die Unterfaßvorräthe und den Schliech, die von dem Herde kommen, aufzunehmen; es ist zu dem Ende in mehrere Abtheilungen getheilt, entweder durch Scheiden, oder durch die Form des Bodens selbst, dessen Abfall nach verschiedenen Richtungen die genannten Vorräthe in verschiedenen Richtungen abführt. In der Fig. 14 bezeichnen Pfeile die Falllinien des Gerinnes und den Lauf der Vorräthe. Der Rand des Herdes ist mit einem senkrechten Blechkranze versehen, der bis in das Gerinne tritt.

Rings um die Welle und unmittelbar über dem Herde befindet sich ein Gerinne ff, durch zwei senkrechte Scheiden in zwei Abtheilungen getheilt (Fig. 15 und 16). Dieses Gerinne, welches weder die Welle noch den Herd berührt, ist an dem Gebälk des Pochwerksgebäudes mittelst hölzerner Stangen oder durch Draht aufgehängt. Die eine Abtheilung, welche etwa ein Viertel von der Länge des Gerinnes einnimmt, nimmt die von der geneigten Rinne gg herbeigeführte Trübe auf, welche auf dem Herde verwaschen werden soll

die andere drei Viertel umfassende Länge des Gerinnes nimmt die Läuterwasser auf.

Zuweilen hat die Trübe einen besondern Vertheiler, während die Läuterwasser das ganze Gerinne über dem Herde einnehmen. Diese Einrichtung zeigen die Fig. 13 und 14, wenn die Beschaffenheit der Gangart viel Wasser erfordert.

Der Boden oder vielmehr die innere Scheidewand des Gerinnes ist mit kleinen Oeffnungen versehen, welche sowohl die Trübe als auch die Läuterwasser auf den Herd fallen lassen.

Wir wollen zuvörderst den Betrieb des Herdes und die Einrichtung der Nebentheile für einen einfachen Fall, wenn Bleiglanz von einer Gangart getrennt werden soll, betrachten. Darauf wollen wir einen verwickelteren Betrieb, wie die Trennung des Bleiglanzes, der Blende oder des Kupferkieses von Gangarten, so wie die Abweichungen, welche die Elemente der Arbeit mit den Umständen erleiden müssen, auseinandersetzen.

Die zerpochten Erze werden unmittelbar vom Pochtroge herbeigeführt oder es werden die Schlämme in einen Rührkasten gestochen und mit dem Wasser vermischt.

Die Trübe wird durch die geneigte Rinne gg (Fig. 13 und 14) in die betreffende Abtheilung des Gerinnes ff geführt, welche ein Viertel von demselben einnimmt; durch die Oeffnungen gelangt sie auf den Herd und nimmt fast ein Viertel von dessen Oberfläche ein. Der Herd dreht sich aber, während die Rinnen unbeweglich bleiben. Die sich auf der Herdoberfläche niederschlagende Trübe verbreitet sich daher durch die Rotation in dem Strome der klaren oder Läuterwasser, welche drei Viertel von der obern Rinne einnehmen, und es wird dadurch die Trübe gewaschen. Obgleich die niedergeschlagene Schicht nicht dicht ist, so erscheint es doch ganz klar, daß das Waschen beschleunigt und besser ausgeführt werden muß, wenn man die Oberfläche erneuert, um die Gangart mit den Läuterwassern zu vermischen und von denselben wegführen zu lassen. Um diese Wirkung hervorzubringen, sind Reisbesen, Bürsten von Schweinsborsten h h′ und Kisten ii mit einer hin- und hergehenden Bewegung an hölzernen Stäben angebracht, welche ihrerseits ihre Bewegung mittelst eines Excentriks von der Triebwelle aus erhalten. Die ersten Wasser, welche auf dem Herde von A nach B fließen, nehmen nur leichte Substanzen mit sich, die, wenn es zweckmäßig ist, noch einmal verarbeitet werden oder als Fluthtrübe abfließen; sie gehen durch die Oeffnung o und das Gerinne pp in das für sie bestimmte Gefäß.

Im weitern Verfolg des Verwaschens werden reichere Theile von dem, ununterbrochen auf die Mineralschicht fließenden, Läuterwasser mit fortgeführt, während sich übrigens der Herd fortwährend dreht. Es entsteht daher eine zweite Klasse für die von den Läuterwassern mit fortgeführten Substanzen; dieses Waschen oder Läutern erfolgt während Auf- und Umrührens der Schicht durch Kisten, Bürsten oder Besen, so daß dem Waschen stets neue Oberflächen ausgesetzt werden. Diese mehr oder weniger mit angereicherten Erztheilchen vermischten Wasser gelangen durch die Oeffnung r in den, Unterfaß genannten Behälter, oder direct auf die Kehrherde, auf denen sie weiter verarbeitet werden.

Der Herd, welcher umzugehen fortfährt und von welchem die Gangart nun mehr oder weniger vollständig weggeführt worden ist, enthält nun noch Schliech auf seiner Oberfläche; man kann denselben an seiner bläulichen Farbe erkennen. Er ist ein vollendetes Product; es muß zusammengefegt und dann in die Abtheilung C A des Gerinnes, welche es aufzunehmen bestimmt ist, geführt werden. Man verwendet dazu scharfe Bürsten l l, welche den Herd radial bestreichen, an einen Knecht befestigt sind und den Schliech von dem Herde entfernen. Sie erhalten mittelst einer, mit einem Excentrik an der Triebwelle verbundenen Stange m eine hin- und hergehende Bewegung. Um den Knecht mit den Bürsten l l zu leiten und gegen den Herd zu halten, gebraucht man eine hölzerne Stange c c, welche gegen die Stange b b tritt, an welche der Knecht mit den Bürsten befestigt ist, so wie auch ein anderes senkrechtes Stück f, welches an der Decke des Pochwerkes befestigt ist und mittels eines Ringes und Hakens an der Stange b b hängt. Sobald der Knecht mit den Bürsten auf den Herd herabgeht, fegt er den Schliech, den er trifft, in dieser Richtung abwärts. Wenn er wieder in die Höhe geht, so führt die rotirende Bewegung des Herdes der Wirkung der Bürsten wieder Schliech zu, die niedergehend ihn abermals treffen und in die Abtheilung C A des Gerinnes d d führen.

Bei den neuen Herden sind diese Bürsten durch eine Zinkröhre n n, von 0,05 bis 0,06 Meter Durchmesser (Fig. 17 und 18) ersetzt, die in radialer Richtung 0,04 bis 0,05 Meter über dem Herde angebracht worden ist. Diese Röhre hat zwei Reihen kleiner Löcher und steht mittelst einer senkrechten Röhre mit einem Wasserbehälter in Verbindung. Dieses Wasser, welches aus einer Höhe von etwa 2 Meter herabfällt und daher in der Röhre n n unter einem ziemlich bedeutenden Druck eingeschlossen ist, entweicht mit Kraft durch

die Brausenlöcher in den Röhrenwänden, stößt gegen die Schliechschicht auf dem Herde und wäscht dieselbe hinab. Der sich drehende Herd bringt den Schliech unter die Einwirkung der Wasserstrahlen, so daß er in das Schliechgefäß gelangen muß.

Wirft man nun einen Blick auf alle diese Arbeiten, so sieht man leicht, daß der rotirende Kehrherd in allen seinen Einzelheiten die Kehrherdarbeit ausführt.

1. Die Trübe verbreitet sich auf dem Herde und wird von den Läuterwassern verwaschen.

2. Die Gangarten vermischen sich so viel als thunlich mit den Wassern, wobei Kisten und Besen helfen, und das Waschen ist dann vollendet.

3. Der Schliech wird in den Schliechkasten geführt.

Endlich wird das zu verschiedenen Epochen von dem Herde Abgelaufene besonders aufgefangen.

Die wichtige Verschiedenheit zwischen der Arbeit auf Kehr- und rotirenden Herden besteht darin, daß jene unterbrochen betrieben werden und Alles mit der Hand gethan werden muß, während auf den letztern der ganze Betrieb mechanisch, continuirlich und stets erneuert ist. Es ist dies der Charakter und gewissermaßen das ganze Bestreben der mechanischen Aufbereitung.

Die Continuität der Arbeit wird noch weiter in denjenigen Wäschen verfolgt, in denen der Raum die Anlage von 2 rotirenden Herden gestattet, wie die Fig 15 und 16 zeigen.

Bei diesem Systeme gelangt die Trübe mitttelst der geneigten Rinne gg′ und den Theil p der ringförmigen Rinne auf den Herd. Die ersten von dem Herd, von A bis B, d. h. auf einer Entwickelung, welche fast eine halbe Peripherie einnimmt, abfließenden Wasser gelangen durch die Oeffnung o und die Rinne q in die ringförmige Vertheilungsrinne des Herdes. Bei dieser neuen Arbeit, wobei man die von dem ersten abfließende Trübe verarbeitet, erfolgt von D nach E, d. h. fast von der Hälfte der Oberfläche, eine sehr arme Fluthtrübe, während die von E nach G gewonnenen Vorräthe auf dem Kehrherde fertig verwaschen werden. Der Rest des den Herd umgebenden Gerinnes, von G nach D, nimmt einen Schliech auf, der so unrein sein kann, daß er auf Kehrherden concentrirt werden muß. Die Fluthtrübe von diesem zweiten Herde ist so arm, daß die Anlage eines dritten sehr unzweckmäßig sein würde.

Auf dem Oberharze, wo 1857 zwölf rotirende Kehrherde im Betriebe standen, findet man nur zwei einfache, dagegen aber fünf zu-

sammengehörige Paare und in der Folge wird man nur solche bauen. Wo dies noch nicht geschehen, hat der Mangel an Platz daran gehindert.

Da die rotirenden Herde schon in allen Ländern verbreitet sind und demnach sehr verschiedenartige Erze zu verarbeiten haben, so sind durch die Beobachtung manche Modificationen des Betriebes als zweckmäßig anerkannt worden, die wir hier beleuchten wollen.

Die großen Herde haben einen Durchmesser von 18 Fuß, die zweiten der Paare einen solchen von 16 Fuß. Obgleich die rotirenden Herde weit kürzer sind, als die Kehrherde, so reichen diese Dimensionen für die gewöhnlichen Fälle doch vollkommen aus und um so besser, da der zweite Herd als Fortsetzung des ersten anzusehen ist. Bei einer Aufbereitung von Erzen mit schwerer Gangart hat man einen steilern Herd, als die abgebildeten, versucht; die Erfahrung hat aber erwiesen, daß es für alle Fälle zweckmäßiger war, das Fallen der Herdfläche von 5° nicht zu verändern, da man bei einer schweren Gangart die Menge der Läuterwasser vermehren und dadurch den Fall erhöhen kann. Dies gilt als allgemeine Regel.

Die auf dem rotirenden Herde zu verarbeitenden Vorräthe kommen aus dem Untergerinne, wenn die Gangart leicht ist und aus der, auf dasselbe folgenden Grabenführung, wenn die Gangart schwer ist.

Die Drehungsgeschwindigkeit des Herdes ist mit der Beschaffenheit der Schlämme verschieden; die Dauer eines Umganges beträgt 2½ — 5 Minuten. Je leichter eine Gangart, um so leichter ist die Wäsche, vorausgesetzt, wenn sie nicht lettig ist, und um so rascher kann man arbeiten, die Geschwindigkeit kann auch mit dem Reichthum der Schlämme, sowie mit dem Grade der Feinheit derselben zunehmen.

Was nun die Menge der Läuterwasser und der Trübe, die dem Herde zugeführt werden müssen, betrifft, so hat man unter gewöhnlichen Umständen angenommen, daß jene der Art sein muß, daß sie sich unter Bildung kleiner Undulationen auf der ganzen Herdoberfläche verbreiten. Jedoch begreift man, daß die Menge mit den Schwierigkeiten, die Gangart wegzuschaffen, steigen muß. Zu Grund, wo die Gangart schwerspäthig ist, hat man daher die Wege zur Herbeischaffung der Wasser vermehrt. Die Fig. 13 und 14, welche einen Herd von dieser Localität darstellen, zeigen, daß die Trübe einen besondern Kasten hat, und daß das ringförmige Gerinne ss, welches an der Decke des Pochwerks aufgehängt ist und aus welchem das Wasser

überfällt, ganz in der Nähe der Oberfläche des Herdes, über den Kisten angebracht ist, welche die Trübe aufrühren, damit dieselbe vollständig gewaschen werden kann; es sind dies eigenthümliche Vorrichtungen.

Man hat mehrere Werkzeuge versucht, um die Oberfläche der zu verwaschenden Schlämme zu erneuern. Zuvörderst hat man die Besen der Kehrherde versucht. Man hat deren fünf oder sechs aneinander zwischen zwei Brettern befestigt, die nach einem Halbmesser des Herdes angebracht sind. Indem nun die Schlämme zwischen den Reisern durchgehen, werden jene umgerührt, allein sie haben keine ausgedehnte Einwirkung auf den Wäschproceß und sie nutzen den Herd ab. Es ist daher dieses Mittel nicht das beste.

Man hat ferner eine Reihe von Kisten, d. h. kleineren hölzernen Kratzen, auf die bei iii, Fig. 13 und 14 angegebene Weise angebracht. Die Stiele der Kisten, um einen von ihren Punkten r beweglich, sind an der Stange tt angebracht, die sich um ihre Zapfen drehen kann und die sich auch mittelst des Hebels u und der Stange v dreht. Diese hin- und hergehende Bewegung geht von einem Excentrik aus, welches auf die Triebwelle angebracht ist. Dieses ganze Kistensystem ist mittelst der Stange xx an der Decke des Pochwerkes angehängt. Aus dieser Einrichtung folgt, daß die Kisten auf dem Herde eine hin- und hergehende Bewegung machen, um die Schlämme auf demselben aufzurühren. Damit sie nun nicht als Kratzen wirken, endigt der Stil in einem kleinen Kasten z, welcher Sand oder Steinchen enthält, wodurch das Gewicht der Kiste in's Gleichgewicht gebracht wird, so daß sie nur leicht auf den Schlämmen aufliegt. Es machen diese Kisten in der Minute 15 oder 20 hin- und hergehende Bewegungen; ihr Lauf beträgt 9 Zoll.

Die Werkzeuge dieser Klasse, welche die besten Leistungen zu haben scheinen, sind die Bürsten mit langen Haaren. Sie sind in hhh', Fig. 14 und 16 angegeben. Sie haben häufig eine Länge von 1,30 und eine Breite von 0,10 Meter; die Haare sind 0,10 Meter lang. Diese Bürsten sind fest oder beweglich; die letzteren haben einen Punkt, um den sie sich drehen können, während an ihrem Ende ein Stil, ein Hebel, sie mit einem der in Bewegung befindlichen Theile verbindet, und ihnen eine Schwingung ertheilt, welche zum Umrühren der Schlämme beiträgt.

Die Anzahl der auf einem Herde angebrachten Bürsten ist nach der Beschaffenheit der Gangarten verschieden. So sieht man in Clausthal und im Polsterthal rotirende Herde mit nur einer Bürste mit langen Haaren; dies ist bei kalkigen und quarzigen Gangarten

hinreichend. Auf den Herden aber, auf denen die Separation schwieriger ist, bei Schwerspath und Blende in den Erzen, wie zu Grund und Lautenthal, vereinigt man mehrere Bürsten, wie die Fig. 14 und 16 zeigen. Der Herd zu Grund (Fig. 13 und 14), auf dem man Erze mit barytischer Gangart verarbeitet, zeichnet sich durch die große Menge von Läuterwassern aus, deren er bedarf, ferner durch Kisten iii und durch langhaarige Bürsten. Alle diese letzteren Apparate sind zur Erneuerung der Oberfläche und zur Vermischung der Gangart mit dem Wasser, um sie abführen zu können, bestimmt.

Die letzte zu untersuchende Reihe von Werkzeugen besteht aus scharfen Bürsten, mit denen der Schliech von dem Herde in den Schliechkasten abgeführt wird. Es bestehen diese Bürsten entweder aus einer einfachen oder einer doppelten Reihe; sie sind 0,25 Meter lang und 0,10 Meter breit, die starken Haare aber haben eine Länge von etwa 0,03 Meter. Die Bürsten müssen so dicht an einander stehen, damit sie den Schliech von dem Herde rein abfegen können. Es macht dieser Apparat 90 hin- und hergehende Bewegungen in der Minute, mit einem Lauf von 9 Zoll.

Die Waschröhren, welche die Bürsten neuerdings ersetzt haben, bestehen aus Zink und sind 0,05 bis 0,06 Meter weit; sie nehmen den Platz der Bürstenapparate ein und sind 0,03 bis 0,04 Meter über dem Herde angebracht. Sie sind auf zwei, 0,004 Meter von einander entfernten, parallelen Linien mit sehr vielen kleinen Löchern versehen, von denen etwa 25 auf das Decimeter (4 Zoll) gehen. Die Wasserstrahlen sind daher dem Herde nahe genug, so daß kein Schliech darauf zurückbleiben kann.

Die Röhren verdienen den Vorzug vor den Bürsten; letztere nutzen den Herd mehr ab und ihre hin- und hergehende Bewegung ist der rotirenden des Herdes wesentlich hinderlich. Die Abnutzung durch die Reibung darf jedoch nicht übertrieben angegeben werden; der rotirende Herd zu Grund ist zwei Jahr im Betrieb gewesen und hat keiner Reparatur bedurft; nach Verlauf dieser Zeit hat man die Fläche abgehobelt und dadurch gänzlich wieder hergestellt. Man nimmt an, daß diese beweglichen Bürsten etwa 1 Jahr dauern können. Auf die Bewegung der Herde haben die Bürsten einen nachtheiligen Einfluß und die im vorigen Jahre zu Freiberg mit Probeherden angestellten Versuche haben die Folge gehabt, daß man, wie bei den neuen Herden auf dem Oberharze, Röhren zum Waschen des Schlieches vom Herde in den Schliechkasten anwendet.

Die Röhren sind aber auch nicht ohne Mängel. Sollen sie stets gehörig wirken, so muß das sie speisende Wasser sehr rein sein, weil Unreinigkeiten die kleinen Löcher verstopfen könnten und der Schliech nicht rein von dem Herde abgespült werden würde. Es müßte dann der Herd nochmals umgehen, um ein zweites Abwaschen des Schlieches zu bewirken, wobei Verlust an Zeit und Schliech nicht zu vermeiden ist. Um daher recht reines Wasser anwenden zu können, hat man es vorher filtrirt. Ein solches Filter besteht aus einem Kasten von Zink oder von Holz, dessen Boden aus einem Drahtsiebe besteht, auf welchem eine etwa 4 Zoll hohe Schicht von Kieseln liegt; außerdem bestehen diese Filter noch aus zwei Kieselstein- und einer Haarschicht. — Ein solcher Filterkasten ist in Fig. 19, Taf. II in einer äußern Ansicht und im senkrechten Durchschnitt dargestellt und erklärt sich dessen Einrichtung daraus von selbst.

Dennoch kommen hin und wieder Verstopfungen vor, welches man daran sehen kann, daß hinter der Röhre eine kreisförmige Linie von Bleiglanz sich bildete. Es müssen daher die Röhren stets genau untersucht werden und sobald man eine Verstopfung bemerkt, muß ein Knabe auf den Herd steigen und 3 — 4mal mit der Hand über den verstopften Theil fahren, wodurch die Oeffnungen gewaschen und wieder frei werden.

Wie schon bemerkt, kann man auf den rotirenden Herden durch einen Act Bleiglanz, Blende und Gangart trennen. Fig. 15 und 16 stellen ein zu Lautenthal im Betriebe stehendes Herdpaar vor, auf welchem man ein solches Resultat erlangt.

Die zu verarbeitenden Schlämme werden in einem Mengekasten H mit Wasser vermischt und die dadurch erhaltene Trübe gelangt durch die geneigte Rinne g in die ringförmige, die stehende Welle umgebende, von welcher aus sie sich etwa auf ein Viertel der Herdoberfläche verbreitet.

Indem sich nun der Herd dreht, führt er die Trübe herbei, die sich unter dem Strom der Läuterwasser, welche aus drei Vierteln des rinförmigen Gerinnes kommen, absetzt. Sehr bald treffen die Schlämme eine langhaarige Bürste h, welche eine schwingende Bewegung b erhält, die Schlämme werden auf diese Weise aufgerührt, während die Läuterwasser nicht aufhören, sie zu waschen. Alles, was von dem Herde in den Theil des den Herd umgebenden Gerinnes von A nach B fällt, gelangt durch den Fall des Bodens nach der Oeffnung O und dann durch die geneigte Rinne g in die ringförmige Vertheilungsrinne des untern Herdes.

Die Beobachtung zeigt, daß die von den Läuterwässern weggeführte Blende auf dem Herde, nach dem Punkte B zu, von unten aufwärts, eine Zone von einer gewissen Höhe bildet. Die schwingende Bewegung der Bürste h hilft dem Wasser, indem sie Blende einen Augenblick mit ihm vermengt, sie in den Theil BC des untern Gerinnes zu bringen, während die feste Bürste cb zu derselben Wirkung beiträgt, indem sie die Blendentheile mehr oder weniger aufhält, die sich von Neuem absetzen konnten. Die auf diese Weise separirte Blende gelangt in den Kasten K. Man muß einsehen, daß die Stellung und die Länge dieser Bürsten mit der Art und Weise verschieden sein müssen, mit der dieser Herd betrieben wird. Wenn z. B. die Läuterwassermenge vermindert wird, so kann die Blende von dem Wasser nicht auf den Theil des Herdes geführt werden, wo die Bürsten vorhanden sind, wenigstens wenn die drehende Bewegung nicht verzögert wird. Es hat daher der Apparat mehrere Elemente, die man nach den Umständen ajustiren muß; allein es ist auch klar, daß die Einrichtungen um so vortheilhafter werden, wenn sie eine schnellere Drehung gestatten, ohne die Betriebsresultate zu benachtheiligen. Es ist diese Separation der Blende nicht schärfer, als die auf den Kehrherden erlangte. Auch sehr kleine Bleiglanztheilchen können mit weggeführt worden sein; man sucht dieselben dadurch wieder zu gewinnen, daß man das trübe Wasser des Blendebehälters K, welches diese reichen und feinen Theilchen enthalten könnte, durch die Rinne ii in die zweite Abtheilung des den untern Herd umgebenden Gerinnes gelangen zu lassen sucht. Die Vorräthe aus dieser Abtheilung werden auf Kehrherden weiter verarbeitet.

Auf dem großen Herde jenseit der Bürste cb wird die Trübe mittelst der Läuterwasser weiter verwaschen; bei l helfen eine 0,90 Meter lange feste und bei m eine 1,20 Meter lange bewegliche Bürste das Waschen zu vollenden. Alles, was in die Abtheilung von C nach F des untern ringförmigen Gerinnes fällt, gelangt zu den liegenden Herden.

Der auf dem Herde ausgebreitete gewaschene Schliech wird durch einen Apparat von 11 scharfen Bürsten, die in schiefer Richtung an einer Stange angebracht worden sind, und eine hin- und hergehende Bewegung von 0,28 Meter Länge erhalten, von dem Herde gefegt. Eine bei n befestigte 12. Bürste hält dasjenige auf, was die andern Bürsten an den Rand des Herdes gelangen ließen. Der Schliech fällt in die sich von F nach A ausdehnende Abtheilung des Gerinnes und gelangt durch die Oeffnung p in den Schliechkasten.

Auf dem zweiten, untern Herde werden, wie schon bemerkt, die ersten von dem Herde ablaufenden, trüben Wasser verarbeitet. Diese verhältnißmäßig arme Trübe verbreitet sich mittelst etwa eines Drittels des obern Gerinnes auf der Herdoberfläche. Alles was in das untere Gerinne von D nach E abfließt, gelangt durch die Oeffnung r in die wilde Fluth.

Von E bis G trifft das Material die beiden festen Bürsten h′ h′ von 1,15 und 1 Meter Länge und wird von den Läuterwassern gewaschen. Das was von dem Herde in diesen Raum fällt wird auf Kehrherden weiter verarbeitet. Der Schliech endlich wird in eine Abtheilung CD durch eine Vereinigung von 8 Bürsten mit 0,24 Meter Lauf und durch die feste Bürste n′ abgefegt. Ist dieser letztere Schliech nicht rein, so wird er auf Kehrherden weiter verarbeitet.

Die von einem rotirenden Kehrherde verbrauchte Läuterwassermenge ist sehr verschieden; die Beschaffenheit der Gangart, die Feinheit und, bis zu einem gewissen Punkte, der Erzgehalt der Schlämme haben einen wesentlichen Einfluß darauf. Unter den gewöhnlichen Umständen, bei leichten Gangarten, bei mittlerer Feinheit der Schlämme, kann man den Wasserverbrauch auf 2—3 Cubikfuß und den Gebrauch der Waschröhren auf 1 Cubikfuß, im Ganzen daher auf 4 Cubikfuß in der Minute annehmen. Wendet man statt der Röhren Bürsten an, so ist es zweckmäßig, dieselben zu benetzen, wozu etwa ½ Cubikfuß erforderlich ist.

Diese Zahlen sind aber großer Abweichungen fähig. Bei der Winterarbeit, bei der Aufbereitung der sehr fein verpochten After, muß man mit den Wassern haushälterisch umgehen, da sonst aus den feinen Schlämmen Schliech mit weggeführt werden könnte, und es sind dann etwa 5 Cubikfuß in der Minute hinreichend. Sollen dagegen sehr barytische Schlämme verwaschen werden, wie dies z. B. zu Grund der Fall ist, so müssen, wie schon bemerkt, eigenthümliche Einrichtungen getroffen werden, um den Herden viel Wasser zuzuführen und um die Bürsten stets benetzt zu erhalten und es kann sich alsdann der Verbrauch auf den Herd auf 8 Cubikf. belaufen.

Es sind gleichzeitig vergleichende Versuche mit den rotirenden und Kehrherden in Beziehung auf die Menge der zu verwaschenden Schlämme und des Metallgehaltes desselben angestellt.

Es wurden zu diesen Versuchen ein rotirender und drei gewöhnliche Kehrherde angewendet. Die verarbeiteten Erze kommen von verschiedenen Gruben und halten die einen quarzige, die andern blendige Gangart. Auf beiden Arten von Apparaten hat man gleiche

Quantitäten Schlämme verarbeitet. Die genaue Theilung ist für jede Maschine durch Abwägen einzelner Centner bewirkt, so wie gleichfalls von jedem Centner die Näßprobe genommen worden ist. Nach Abzug der Flüsse sind dem rotirenden Herde 309,55 Ctr. und den drei gewöhnlichen Herden gleichfalls 309,55 Ctr. trockner Schlamm zur Verarbeitung übergeben.

Nach der erstmaligen Bearbeitung der rohen Schlämme ist von beiden Maschinen das Abgelagerte 1., 2. und 3. Unterfaß, so wie der Vorrath aus den darauf folgenden sogen. Saugefäßen, sofort noch einmal verarbeitet. Die zu dem letztern verwendete Arbeitszeit, so wie die erhaltenen Producte, sind den früher erhaltenen zugerechnet. Auf dem rotirenden Herde war während der Dauer des Versuchs 1 Arbeiter und auf den gewöhnlichen Herden waren täglich 3 Arbeiter beschäftigt. Die Zeitdauer zum Verwaschen von 309,55 Ctr. trocknen Schlammes, einschließlich der einmaligen Verarbeitung der Unterfässer und des Saugvorrathes, hat, wenn man dieselbe auf 1 Arbeiter reducirt, betragen:

auf dem rotirenden Herde 86 Stunden,
auf drei gewöhnlichen Herden 609 „
bei dem letztern mithin mehr 523 Stunden.

Die Arbeit auf beiden Herden verhält sich daher wie 86 : 609 = 1 : 7,08.

Bei dem Betriebe der Kehrherde betragen daher die Handarbeiten 7 mal mehr, d. h. zur Verarbeitung der feinen oder zähen Schlämme hat ein rotirender Herd dieselbe Leistung wie die gewöhnlichen.

Bei der Vergleichung der Quantität und Qualität der Producte ergeben sich nachstehende Resultate:

Die Schliechproduction hat im trocknen Zustande betragen:

Von dem rotirenden Herde . . . . 33 Ctr. 51 Pfd.
von drei gewöhnlichen Herden . . . . 38 „ 2 „
demnach von dem rotirenden Herde weniger 4 Ctr. 51 Pfd.

Nach dem von drei verschiedenen Probirern bestimmten Metallgehalte ist enthalten in den Schliechen:

Von dem rotirenden Herde:
Silber 5 Mark 15,383 Loth,
Blei 20 Ctr. 48,03 Pfd.,

d. h. 61 Proc. Blei und 0,088 Proc. Silber.

Von den drei gewöhnlichen Herden:
Silber 5 Mark 15,023 Loth,
Blei 19 Ctr. 78,01 Pfd.,

d. h. 52 Proc. Blei und 0,078 Proc. Silber.

Der rotirende Herd hat daher einen reichern Schliech und hat mehr als die drei Kehrherde gegeben:

Silber 0,30 Loth,
Blei 70,02 Pfd.

Es muß bemerkt werden, daß die wieder verarbeiteten Abgänge bei dem rotirenden Herde weniger betrugen als bei den Kehrherden. Während diese letztern für die zweite Verarbeitung gaben 128 Ctr. 15 Pfd. trockne Schlämme, enthaltend 1 Mark 3,58 Loth Silber und 2 Ctr. 64,16 Pfd. Blei, gab der rotirende Herd im ersten Sumpf nur 73 Ctr. 95 Pfd. trockne Schlämme mit 11,430 Loth Silber und 1 Ctr. 37,42 Pfd. Blei. Auch dies spricht für die rotirenden Herde. Nach dieser zweiten Verarbeitung der reichsten Abgänge von der ersten Arbeit, hat man die Schlämme aus allen Sümpfen jedes Apparates vereinigt und folgende Zahlen gefunden:

Für den rotirenden Herd 243 Ctr. 78 Pfd. trockne Schlämme mit 2 Mark 15,672 Loth Silber und 4 Ctr. 51,07 Pfd. Blei; für die drei Kehrherde 210 Ctr. 43 Pfd. trockne Schlämme mit 2 Mark 11,06 Loth Silber und 4 Ctr. 89,08 Pfd. Blei. Es muß daher bei den Kehrherden ein Theil des Materials in die Sümpfe gegangen und gänzlich verloren sein.

Zur Vollendung der Erfahrung hätten diese Abgänge noch einmal verarbeitet werden müssen, allein das Quantum war zu gering und hätte nur unsichere Resultate geben können.

Man hat sich daher begnügt, ihren Inhalt durch die Hüttenprobe zu bestimmen, wobei man folgende Resultate erlangt hat:

Für den rotirenden Herd:
Silber 8 Mark 15,055 Loth,
Blei 24 Ctr. 99,10 Pfd.
Für die drei Kehrherde:
Silber 8 Mark 10,083 Loth,
Blei 24 Ctr. 67,09 Pfd.,

daher für den rotirenden Herd mehr:

Silber 4,972 Loth,
Blei 32,01 Pfd.

In Folge dieser Versuche hat man auf dem Oberharz mehrere rotirende Herde construirt; im Jahre 1857 gab es deren 12 und neuerlich sind noch mehrere vorgerichtet, und die Kehrherde werden nur neben denselben betrieben.

Auch in Freiberg hat man sie 1857 versucht und seitdem mehrere vorgerichtet.

Die Anlagekosten eines Herdpaares mit deren gesammter Armatur haben sich auf dem Oberharze auf 400 Thlr. belaufen.

Die nasse Aufbereitung zu Immekeppel.

Aufbereitung der Zwischenproducte. — Zu den Zwischenproducten sind zu rechnen: 1. Der Durchfall in den Setzkästen; 2. der bei der Siebsetzarbeit mit Pocherz bezeichnete Abhub.

Der Bodensatz in den Setzkästen, der alle 2—3 Tage ausgeleert wird, besteht meistens aus reinen Bleigraupen, Bleischliech mit Blendegraupen und Schlamm verunreinigt. Dieses reiche Zeug geht hier in die Separationstrommeln des Röschwalzwerkes zurück, während man in andern Aufbereitungsanstalten es entweder in Gruben sumpft und so das Erz auf dem kürzesten Wege gewinnt, oder es in Trommeln mit feinen Löchern separirt auf die Stoßherde bringt.

Zur Aufbereitung der Pochwerksvorräthe sind ein Röschpochwerk mit 32 Stempeln und ein Feinpochwerk mit 16 Stempeln aufgestellt, von denen ersteres das Korn von 3—8 Millim., letzteres das Korn von ½—3 Millim. verarbeitet. Das Röschpochwerk hat 6 Sätze zu 5 Stempeln. Die Stempel sind 10 Fuß lang, 5 à 5″ stark. Der Pochschuh von gleichem Querschnitt ist 8″ lang, sein Zapfen 7″, und beträgt sein Gewicht 63 Pfd. Jede Pochsohle ist 28″ lang und 7 à 7″ stark. Fig. 21 zeigt die Befestigung des Däumlings an dem Stempel. a b sind 4″ breite, in den Stempel eingelassene gezahnte Schienen, welche in der Mitte einen 4″ langen, 1″ breiten Schlitz haben, durch welchen der Schraubenbolzen heraufgeschoben werden kann. Nutzt sich nun der Pochschuh ab, so kann man mit Leichtigkeit den Däumling um ¾ Zoll jedesmal höher stellen. Das Austragen ist einseitig und zwar durch Gitter, welche von Eisenstäben mit 1 Millim. Zwischenraum gebildet werden. Man will günstigere Resultate damit erlangt haben als mit gelochten Blechen. Das Röschpochwerk verarbeitet 200 Scheffel in der Schicht.

Die Trübe fließt, durch ein Gerinne über eine Stelltafel gleichmäßig vertheilt, in einen Separationskasten, Mehlführung genannt. Fig. 1 Taf. III giebt einen Längendurchschnitt durch den Apparat, der 18″ lichte Weite hat. a, b und c sind die drei Sandfelder, d und e die Schlackenfelder. Der Durchmesser der Wasserzuleitungsröhren ist 1⅛″ größer als der der Ausströmungsröhren, so daß in jedem Felde ein, wenn auch nur schwacher, vertical aufsteigender Strom entsteht.

Die Trübe vertheilt sich nun so, daß die erste Sorte Sand sich

in dem ersten Felde niederschlägt, die feinern Körner aber von dem Gegenstrom in das zweite getragen werden und so in den folgenden Feldern. Sand I wird in einen 18″ tiefen, 18″ breiten und 46″ langen Kasten, und Sand II und III in 8″ tiefe, 10″ breite und 60″ lange Gerinne geleitet. Weil in allen diesen das Wasser stagnirt, so ist klar, daß der ausgeschlagene Sand nicht schlammfrei sein kann und auf den Stoßherden Erzverlust herbeiführen muß. In den Apparat werden Körner von verschiedener Größe und verschiedenem specifischen Gewicht gebracht, und der Niederschlag in den einzelnen Feldern wird so aus einem Gemenge von Körnern zusammengesetzt sein, worin die von gleichem specifischen Gewicht ihrer Größe nach separirt sind. Es werden aber darin die specifisch schwerern Körner kleiner sein, als die specifisch leichtern. Man würde daher besser thun, da den Stoßherden entlang ein Raum von 48′ Länge, 6′ Breite mit 24″ Gefälle zur Disposition steht, für jeden Sand ein Doppelgerinne, etwa aus 3 Sätzen bestehend, zu legen und sich der Vorlegehölzchen zu bedienen. Durch eine solche horizontale Mehlführung würde man auch noch eine Separation nach der Korngröße erhalten, denn das Blei muß sich im ersten, die Blende in den folgenden Gerinnen niederschlagen, weil sie dem Strome eine größere Fläche darbietet, und der Schlamm wird in die Sümpfe fortgeführt werden. Der Schlamm I geht durch 2 8′ lange, 40″ breite und 18″ tiefe Sümpfe; dann folgen für den Schlamm II 4 Sümpfe von gleicher Größe, und für den Schlamm III noch 2 von 3′ Länge. Die Sümpfe communiciren miteinander, so daß die Trübe vom ersten Schlamm sämmtliche passiren muß, ehe sie in die wilde Fluth abgelassen wird.

Das Feinpochwerk hat 2 Sätze zu 8 Stempel. Das Gewicht eines armirten Stempels beträgt 150 Pfund und er schlägt 80—83 Mal in der Minute. Das Austragen der Trübe geschieht ebenfalls auf einer Seite und durch Gitter. In der Schicht pocht es 100 Scheffel durch. Die Mehlführung besteht aus zwei Sandgerinnen und aus zwei 20″ breiten, 18″ tiefen und 50′ langen Schlammgruben. Das Gerinne für den Sand II ist 10″ lang, 20″ breit, 18″ tief und liegt horizontal. Das für Sand I ist 5″ lang, vorne 4″ hoch und hat eine Neigung nach hinten von 5½″. Da man keine Vorlegehölzchen anwendet, so wird es alle Viertelstunden ausgeschlagen. Man erhält auch mit dieser Mehlführung keinen schlammfreien Sand.

Die Stoßherde in Immekeppel sind so angelegt, daß je 4

sich die Köpfe zuwenden und von 3 Herdschellen von 40″ Länge und 12 à 12″ Stärke eingeschlossen werden, die Prellkopfbalken sind 3″ eingelassen und die sie befestigenden Schraubenbolzen gehen durch die Herd- und Grundschwellen. Bei den Ständern für die Stellketten sind diese um die Rolle a (Fig. 2 und 3) geschlungen, deren Abwickeln der in das Rädchen b greifende Sperrhaken verhütet. Die Ständer für die Spannketten (Fig. 4 und 5 im Grund- und Aufriß) sind von gleicher Größe. Bei den Ständern auf der mittleren Herdschwelle ist der Fuß nach der Linie mn abgeschnitten und wird mit 5 Bolzen an die Herdschwellen verschraubt. Man wirft bei den neuesten Herdstühlen diese Vorrichtung mit Rollen und Sperrhaken wieder ab und fügt in die Kette selbst ein Stück ein (Fig. 6), womit man die Kette auf- und abschrauben kann. Die lichten Dimensionen der Herde betragen 44″ Weite und 11′ 2″ Länge am Boden. Die 1½zölligen Seitenbretter, am Kopfe 8″ und unten 3″ hoch, werden mit 5 Schraubenbolzen an die Herdschenkel befestigt, deren Querschnitt oben 8 à 4″ und 6 à 4″ beträgt. Der Herdkopf ist mit einer gußeisernen Prellstirnplatte versehen, und wo die Stoßstange eingreift, mit Eisenblech beschlagen. Fig. 7 zeigt eine zweckmäßige Einrichtung der Kraftübertragung und Stellung des Ausschwunges der Herde. Es ist nämlich die eiserne Stoßstange c d bei b mit einem Schraubengewinde versehen, worauf der Stoßnocken a angeschraubt und mit einem Schließkeil befestigt wird. Man sieht also, daß man den Ausschwung bei einer Umdrehung von a um die Höhe eines Schraubenganges verkürzen oder vergrößern kann. Die bewegende Kraft für die acht Stoßherde liefert ein oberschlächtiges eisenblechernes Wasserrädchen von 74″ Durchmesser und 22″ lichter Weite. Die radiale Entfernung der Schaufeln beträgt 12″, die Radkranzhöhe 13″ und die Höhe der Stoßschaufeln 4″. Es entwickelt einen Nutzeffect von 2,2 Pferdekräften. An beiden Seiten des Rades sitzen Riemscheiben von 3′ Durchmesser, von welchen die Kraft übertragen wird auf Riemscheiben von 18″ Durchmesser auf der Hauptachse. Je zwei Herde werden nun von drei auf einer 4″ breiten Eisenscheibe mit 3½ Fuß Durchmesser befestigten Däumlingen mittelst Druckstelze und Stoßstange in Bewegung gesetzt. Zwei auf der Hauptachse angebrachte Schwungräder von 8′ Durchmesser mit einem Schwungring von 4 à 5″ befördern den regelmäßigen Gang der Herde. Diese arbeiten nun so, daß der erste Rauhstoßherd den ausgeschlagenen Sand verarbeitet, der andere die Abstiche wäscht und sie dem gegenüberliegenden ersten Reinstoßherde zuwirft. Auf dem

zweiten Reinstoßherd werden täglich einmal die Bleiabstiche gewaschen. Die Neigung der Spannketten beträgt 76°, der Stellketten 80° und die Rauhstoßherde 6—8″, der Reinstoßherde 4—6″.

Der Sand wird in einem trichterförmigen Kasten aufgegeben und von einer mit ³/₈″ vorstehenden Stiften beschlagenen Walze von 9″ Länge und 8″ Durchmesser weggenommen und gegen eine starke Wasserbrause geführt. Von dieser wird er abgespült und gelangt über ein Sieb zur Abhaltung der Unreinlichkeiten auf die Stelltafel und den Herd.

Jeder Herd erfordert zwei Arbeiter. Während der eine auf dem Herde mit der Kiste arbeitet, giebt der andere den Sand auf und zwar durchschnittlich 8 Scheffel in 12—14 Minuten. Zum Abstechen ist ¹/₄ Stunde nöthig. Wie schwierig die Trennung des Bleies von der Blende ist, ersieht man aus der Tabelle und man sollte daher die Anreicherung des Pocherzes mit dem Schlamme und Sand der Separationstrommeln vermeiden. Der Sand II vom Feinpochwerk und der Sand III vom Röschpochwerk werden wegen ihrer schlammigen Beimischung gewöhnlich auf den Roundbuddle gebracht, um den größten Theil des Schlammes zu entfernen. Der I. Abstich wird dann auf den Schlammstoßherden verarbeitet, und es wiegt von ihm der Scheffel 322 Pfund. Von dem Abstich II, der gewöhnlich gleich an die Reinstoßherde abgegeben werden kann, wiegt der Scheffel 220 Pfd. Der Abstich ist Sand und Schlamm.

Der Roundbuddle ist ein guter, dem Waschproceß auf den Sandstoßherden vorarbeitender Apparat. Der Sand wird in einen 20″ langen Kasten aufgegeben, von Eisenstäben, die an einer rotirenden Axe befestigt sind, unter Wasserzufluß aufgerührt und gelangt in eine Separationstrommel mit Löchern von 1 und 2 Millim. Durchmesser. Das Korn, welches kleiner ist als 1 Millimeter, fließt durch ein Gerinne in den trichterförmigen Napf a, in dessen Boden zwei Röhren b von 23 Millim. Durchmesser befestigt sind. Durch diese fällt der Sand in den Trichter, der von dem Hauptkegel d ¹/₄″ absteht, und vertheilt sich so gleichmäßig auf die Herde. An den Flügeln f hängen an Kordeln zwei Bretter g, welche der Länge nach mit Leinwandlappen benagelt sind. Diese schleppen über den Vorrath und rühren ihn auf, damit das Wasser die Berge abspülen kann. Fig. 8 und 9 stellt die Fundamentalbalkenlage und das Gerüst, worauf die den Mantel des Herdkegels bildenden Bretter genagelt werden, im Grundriß dar. Der Roundbuddle füllt sich in 1¹/₂ Stunden und faßt 16 Scheffel.

Unterfaßapparat. — Die Trübe, welche die Reinstoßherde abschütten, wird in dem Unterfaß aufgefangen und mit dem letzten Abstiche auf dem sogenannten Unterfaßapparat verarbeitet. Der Sand wird mit einem Rührwerke mit Walze aufgegeben, von einer Wasserbrause a abgespült und in einen trichterförmigen Kasten b gefüllt, dessen Boden einen Schlitz von 5½″ Länge und ½″ Breite hat, damit nicht zu viel Sand hindurchgehen kann und dieser sich gehörig vertheile. Unter diesem Schlitz fließt in einem Gerinne von ebenfalls 5½″ Breite ein klarer Wasserstrom hin, welcher die Trübe in einen mit Wasser gefüllten Kasten führt. Der Boden desselben de bildet eine geneigte Ebene, in welcher 4 Schlitze f, g, h, i angebracht sind. Durch die Schlitze k und l in der andern Seite fließt der Schlamm und über das Stauklötzchen s die Berge.

Die hinter den Schlitzen angenagelten Zinkbleche, die zum Fangen der Körner dienen und durch welche jene verengt oder erweitert werden können, sind in der Figur angedeutet. Das schwerste Korn wird sich nun zuerst niederschlagen, auf der schiefen Ebene hinabgleiten und durch den Schlitz f in das Gerinne m von 3′ Länge, 8½″ Breite und 11″ Tiefe gelangen. Das leichtere Korn wird von dem Strome schon etwas weiter getragen, ehe es sich niedersenkt, und durch den Schlitz g fallen u. s. w. Es werden also in den Gerinnen m von gleichen Dimensionen zwei separirte Sorten Sand und in den Gerinnen n zwei Sorten Schlamm gebildet. Der Sand aus dem ersten Feld giebt, nachdem er nochmals auf den Apparat gebracht, reine Blende. Der Inhalt aus den folgenden Feldern wird wieder auf den Sandstoßherden, der Schlamm auf dem rotirenden Herde verarbeitet. Die Leistung des Apparates beträgt täglich 20 Ctr. Blende und es ist dies hauptsächlich die krystallirte, welche vermöge ihrer Textur beim Pochen sich in feine Blättchen spaltet und beim Waschen auf dem Wasser ins Unterfaß schwimmt.

Rotirender Herd. — Der Schlamm aus sämmtlichen Sümpfen der Mehlführung wird auf zwei rotirenden Herden für den Waschproceß auf den Schlammherden präparirt, wodurch die meisten Berge entfernt und der Schlamm nach Art und Gehalt separirt wird. Einen solchen rotirenden Herd stellt Fig. 10 im Aufriß vor, und Fig. 11 zeigt die Lage der 3zölligen Balken, auf welche die die Mantelfläche des Herdkegels bildenden Bretter genagelt werden. Diese Balken ruhen auf dem Herdteller abc von Gußeisen mit 8 Armen, die durch Verstärkungsrippen unterstützt sind. Fig. 12 giebt einen Durchschnitt durch das Pfannenlager der Drehungsachse, welche mit

den Schrauben genau vertical gestellt werden kann. Es ist dies eine Hauptbedingung dafür, daß der Herd nicht aus der horizontalen Drehungsebene gehe. Die Bewegung wird von der Schraube dem Kammrade von 3′ Durchmesser und so der Achse mitgetheilt. Der Herd macht in 2—3 Minuten eine Umdrehung.

Der Schlamm wird in einem Rührwerk mit Eisenstäben, und zwar bei jeder Umdrehung, die durch eine Schelle signalisirt wird, ¼ Scheffel aufgegeben. Er fließt dann über ein Sieb durch ein Gerinne auf das Theilbrett und von diesem auf den Herd. Natürlich gelangen die Berge am weitesten nach dem Rande hin, dann folgt die Blende und das Blei wird oben liegen bleiben. Ein gehörig gebrochener Wasserstrom spült dann die Blende vom Blei und die Berge von der Blende ab. Die Berge werden in den Bereich der 4′ langen Bürste gebracht, welche sie zurückhält und die noch liegen bleibenden so aufrührt, daß sie von der Unterfaßbrause leicht abgespült werden. Jetzt kommt der Vorrath zur großen Brause, welche 7¼″ lang und mit 2 Reihen Oeffnungen von 2½ Millim. Durchmesser versehen ist. Diese macht die erste Sorte (Blei und Blende) und die zweite Sorte (Blende und Berge), während von der Unterfaßbrause bis an die Bürste die dritte Sorte (mehr Berge als Blende) und von da ab Berge gebildet werden. Der große Herd verarbeitet täglich 200 Cubikfuß Schlamm, der kleine 100 Cubikfuß, und die dritte Sorte vom großen Herde. Wollte man die Trübe, statt sie in einfache Kasten zu leiten, unter neuem Wasserzufluß über liegende Herde fließen lassen, so würde man sicher einen Abstich Bleischliech und Blendschliech erhalten.

Der so geläuterte Schlamm wird auf drei Schlammstoßherden von 39″ Breite und 10″ Länge reingewaschen. Die Neigung derselben beträgt 2—3″ und die Anzahl der Stöße 70—80 in der Minute. Zum Abstechen eines Herdes hat man 13 Minuten nöthig. Durchschnittlich wird in 4 Minuten 1 Scheffel aufgegeben.

Schlamm I vom rotirenden Herde.

V. Abst. 78″ auf Blende verwaschen	IV. Abst. 20″ Blendeschlich	III. Abst. 12″	II. Abst. 6″ — — — — α	I. Abst. 10″ Bleischlich 1 Scheff. = 400 Pfd.

III. Abst. 106″ Blendeschlich	II. Abst. 12″	I. Abst. 8″ — — — — β α + β

IV. Abst. 88″ Blendeschlich	III. Abst. 10″	II. Abst. 10″ — — — —	I. Abst. 18″ Bleischlich 1 1/2 Scheffel.

Schlamm II vom rotirenden Herde.

IV. Abst. 76″ Berge	III. Abst. 12″	II. Abst. 12″ — — — — α	I. Abst. 26″ Blendeschlich 3 Scheffel = 4 1/4 Ctr.

III. Abst. 72″ Berge	II. Abst. 24″	I. Abst. 30″ — — — — β

IV. Abst. 76″ Berge	III. Abst. 14″	II. Abst. 12″	I. Abst. 24″ Blendeschlich.

Das Ausbringen auf der Hütte aus dem Blendeschlammschlich beträgt 20—25 Proc. und aus dem Blendesandschlich 25—30 Proc. Zink.

Die Zapfwasser für sämmtliche Apparate in der Aufbereitung fließen aus einer Generalwasserleitung, welche ungefähr 9′ über dem Spiegel des Sammelteiches liegt. Auf diese Sohlen heben 6 Pumpen, von denen 4 von einem besonderen Wasserrade getrieben werden, und zwei an das Rad des Röschwalzenwerkes gehängt sind. Aus der Berechnung der Pumpen ergiebt sich das Quantum der verbrauchten Wasser in der Minute auf ungefähr 80 — 100 Cubikfuß.

Der Aufbereitung führt der Salzfluß die Aufschlagewasser zu, welche durchschnittlich 2000 Cubikfuß per Minute betragen, und bei einem Gefälle von 11′ einen Kraftmoment von 22,000 Fußpfund geben, ungefähr 43 Pferdekräfte.

Von wie großem Einfluß aber die Variationen der Wasserzuflüsse auf die Kosten der Aufbereitung sind, möge die zum Schluß folgende Nachweisung im ersten Trimester 1857 zeigen. Dazu ist zu bemerken, daß der Monat April nur maßgebend ist, weil in demselben die Wasserzuflüsse gut und constant waren, während es in den andern Monaten mangelte und die Kälte außerdem hinderlich war. Unter die Kosten sind sämmtliche Ungelder verrechnet, die daraufgehen von der Halde bis zum rein dargestellten Erz, als da sind: Löhne für Beamte und Arbeiter, Transportkosten von der Grube, Heizung, Schmiere, Oel, Reparaturen und Materialverbrauch ꝛc.

Monat	Production in Centnern		Kosten in Francs	Es kostet der Ctr. in preuß. Sgr.
Januar	Blende	2674	7873,71	23,56
	Blei	458	6743,01	119,96
Februar	Blende	1938	8059,64	33,27
	Blei	363	3519,49	73,10
März	Blende	3569	10306,14	23,10
	Blei	767	9587,50	100
April	Blende	4022	9481,98	18,83
	Blei	966	12075	100

Durchschnittlich kostete also der Centner Blende 24,69 Sgr. und der Centner Blei 98,265 Sgr. aufzubereiten.

Einen stetig wirkenden Stoßherd hat der Sectionsrath Rittinger zu Wien erfunden und in der Oesterr. Zeitschr. 1558, Nr. 35 beschrieben; wir theilen die Beschreibung hier mit.

Theorie. — Leitet man über eine ruhende und etwas geneigte Tafel A, Fig. 13, Taf. III, eine gleichförmige (schlämmgerechte) Trübe, so bleiben bekanntlich die specifisch schweren Mehltheile (Schliech) darauf liegen, während die specifisch leichteren vom Wasser mitgenommen werden und mit diesem in die Fluthrinne n herabfallen. Hängt man die Tafel A auf vier Drähte o auf, und giebt derselben eine stoßherdartige Bewegung, jedoch nicht, wie gewöhnlich, in der Richtung ihrer Neigungslinie v w, sondern dieser in's Kreuz nach der Richtung x y, so daß die Tafel gegen den Prellklotz P anstößt, so werden die auf der Tafel sich ablagernden Schliechtheile gegen den Rand b b′ allmälig vorrücken, und wenn sie daselbst durch keine Seitenwand aufgehalten werden, in den seitwärts gelegenen Kasten m herabfallen. Die specifisch leichtern Mehltheile werden dem Strome in der Richtung der Herdneigung folgen und nach wie vor in die

Fluthrinne n gelangen. Es wird zwar auch die über den Herd wegfließende Trübe der Einwirkung des Stoßes ausgesetzt sein, jedoch in einem weit geringeren Grade als die Schliechtheile. Denn vermöge der leichten Verschiebbarkeit der Wassertheile wird sich die stoßende Bewegung der Tafel, wenn diese kurz dauert und hinlänglich energisch ist, dem darüber fließenden Wasser kaum merklich mittheilen, während die Schliechtheile an derselben Theil nehmen müssen, weil sie auf der Tafel ruhen und von dieser vermöge der größern Reibung mitgenommen werden. Zur Reinheit des in den Kasten m herabfallenden Schlieches wird es wesentlich beitragen, wenn man die Trübe etwa blos über die eine Hälfte cc′ des Herdes leitet, über die andere Hälfte dd′ dagegen Läuterwasser fließen läßt.

Bei dem angedeuteten Gange des Herdes werden daher auf derselben keine Schliechtheile liegen bleiben, sondern sie verlassen sehr bald den Herd und machen neu angekommenen Schliechtheilen Platz. Der neue Stoßherd verrichtet daher blos eine Function eines gewöhnlichen Stoßherdes: er sondert blos die über ihn fließenden Mehltheile nach ihrem specifischen Gewichte ab; das Ansammeln der specifisch schwereren Theile, als zweite Function eines Stoßherdes, findet hier nicht mehr auf der Oberfläche desselben statt, sondern seitwärts in seinem eigenen Schliechkasten. Ein Ausstechen des Schliechabsatzes vom Herde kommt also nicht vor; letzterer braucht deshalb nicht zu diesem Behuf eingestellt zu werden, sondern er arbeitet ununterbrochen fort, er ist ein stetig wirkender Stoßherd.

Der Stoß beim stetig wirkenden Stoßherd hat einen ganz andern Zweck, als beim gewöhnlichen Stoßherd; bei diesem soll durch den Stoß der darauf sich ablagernden Schliechschichte die erforderliche Consistenz oder Dichtigkeit, und insbesondere eine ebene Oberfläche gegeben werden, damit neue Schliechtheile sich darauf regelmäßig ablagern können. Beim stetig wirkenden Stoßherd dagegen hat der Stoß den Zweck, die am Herde sich absetzenden Schliechtheile von demselben zu entfernen, und zwar nach der Neigung des Herdes ins Kreuz, also in einer andern Richtung, als nach welcher die specifisch leichtern Mehltheile über denselben sich bewegen, und sofort ihn verlassen.

Es versteht sich von selbst, daß die Schliechtheile nicht genau zur Stoßlinie xy parallel sich bewegen werden, sondern etwas schief, der Neigung des Herdes folgend. Auch läßt sich einsehen, daß die vom obern Herdtheile in den Schliechkasten m herabfallenden Schliече bedeutend reicher als die übrigen ausfallen müssen u. s. w.

Die nähern Bedingungen eines entsprechenden Herdganges lassen sich im Voraus theoretisch nicht feststellen; dies kann nur durch umfassende Versuche geschehen, die sich sowohl auf verschiedene Korngrößen oder Mehle, als auch auf verschiedenartige Geschicke beziehen müssen, um die für die Praxis erforderlichen Anhaltspunkte mit Sicherheit zu liefern.

Im Voraus läßt sich aber schon die Erwartung aussprechen, daß bei feineren Mehlen und zäheren Schlämmen weit mehr Schwierigkeiten in der Anwendung auftauchen dürften, als bei röschen Mehlsorten. Die gröbere Gattung der letzteren, welche sonst für den Stoßherd zu rösch und für das Setzsieb zu fein sind, dürfte sich gerade zur Behandlung auf dem stetig wirkenden Stoßherde vorzüglich eignen und dieser wäre es daher, mit dem zunächst die Versuche begonnen werden sollten. Die Gleichheit des Kornes wird allerdings eine wichtige Bedingung bilden, welcher möglichst vollkommen Genüge geleistet werden sollte.

Die Aufgabe wird allerdings keine geringe sein, denn man hat es bei diesen Versuchen mit einer sehr großen Zahl von Factoren zu thun, welche auf das Endresultat einen entschiedenen Einfluß nehmen. Namentlich ist zu ermitteln:

a) die Menge der Trübe und deren Mehrgehalt;

b) die Menge der Läuterwasser;

c) die Länge und Breite des Herdes und das Verhältniß zwischen den mit Trübe und Läuterwasser zu belegenden Oberflächen;

d) die Reinigung des Herdes;

e) die Größe des Ausschubes und die Intensität des Stoßes;

f) die Zahl der Ausschübe per Minute.

Allein der Praktiker wird bald den richtigen Griff thun, und jene Combination herausfinden, die einer gegebenen Mehlsorte am besten entspricht.

Die Wichtigkeit einer continuirlichen Arbeit beim Schlämmprocesse ist anerkannt, und ein günstiger Erfolg der angedeuteten Versuche wäre für die nasse Aufbereitung, insbesondere der fein eingesprengten Geschicke, von hohem Belange wegen der namhaften Ersparung an Aufbereitungskosten. Der Spitzkastenapparat würde durch den stetig wirkenden Stoßherd seine eigentliche Bedeutung und seinen wahren Werth gewinnen, weil erst durch Vereinigung beider eine strenge Continuität im Verlauf der einzelnen Arbeiten sich realisiren ließe. Die Trübe vom röschen Spitzkasten wäre daher auch zu Versuchen auf dem stetig wirkenden Stoßherde vorzugsweise geeignet.

Versuchsapparat. — Die Fig. 14 stellt den Versuchsapparat in der Breitenansicht, Fig. 15 im Grundriß und Fig. 16 im Verticaldurchschnitt nach zz, Fig. 15, dar.

A der Stoßherd, welcher mit vier dünnen Eisenstangen a auf einem Gestelle aufgehängt ist. Die von unten daran befestigte Zunge z dient demselben zur Führung zwischen den vier Säulen s.

B Ein Wasserkasten mit 3 Pipen b, b′ u. b″.

C die Gosse zum Auflösen der zu verschlämmenden Mehle.

D Läuterwasser-Rinne.

E Happenbrett mit einer doppelten Gruppe von Stellklötzchen für die Trübe und für das Läuterwasser abgesondert.

F Prellstock, gegen welchen der an die Stoßherdzunge festgeschraubte Prellklotz c anstößt.

G Prellfeder; dieselbe läßt sich mittelst der um die Walze m gewundenen Schnur n beliebig spannen und drückt den Prellkopf c gegen den Prellkopf z.

H Ausschubspindel; dieselbe ruht in hölzernen Lagern, und kann mittelst der an das Schwungrad d angestellten Handkurbel h umgedreht werden; bei e ist das mit einem steigenden Zahn versehene Ausschubrädchen daran aufgekeilt.

K doppelarmiger Ausschubhebel; auf dessen oberes Ende wirkt das Rädchen e, das untere steckt in der Herdzunge z und nimmt dieselbe mit.

L Schliechkasten; in denselben gelangt die Schliechtrübe vom Stoßherde über die geneigte Ebene f.

M Afterrinne.

Wird mittelst der Kurbel h das Schwungrad d sammt der Spindel H umgedreht, so wirkt das Rädchen e auf den Hebel K und dieser auf die Herdzunge z; der aus der Ruhelage hierdurch langsam verschobene Herd stößt nach dem Auslassen des Zahnes am Rädchen e, von der Spannkraft bei der Feder G getrieben, mit dem Prellkopf c gegen den Prellkopf F. Während dieser Bewegung fließt beständig Trübe aus der Gosse C und Läuterwasser aus der Rinne D, und es geht die Absonderung des Schliches aus der Trübe und dessen Ansammlung im Kasten L auf die oben angedeutete Weise vor sich.

Ueber die Einrichtung einiger Bestandtheile möge noch Einiges hier bemerkt werden:

Die Neigung des Herdes wird mittelst der 4 Schrauben g in der Art regulirt, daß die Mitte des Herdes, also die Herdzunge z, stets in gleicher Höhe bleibt, daß dagegen der Vor- und Hintertheil

des Herdes gleichzeitig beziehungsweise gehoben und gesenkt wird oder umgekehrt. Dabei muß natürlich auf die Erhaltung der horizontalen Stellung des Herdes nach seiner Breite stets Bedacht genommen werden; es wäre allerdings in dieser Beziehung zweckmäßiger, den Herd mittelst seiner vier Stangen auf einen besonderen Rahmen aufzuhängen, welcher um eine mit der Zunge z parallel liegende Axe drehbar sein müßte, weil dann ohne Beirrung der einmal hergestellten horizontalen Lage des Herdes nach seiner Breite die Neigung desselben durch entsprechende Bewegung des Rahmens schnell und leicht sich verändern ließe. Der einfachen Construction wegen wurde jedoch von dieser Einrichtung beim Versuchsherde abgesehen.

Der Stoßherd besteht aus wasserdicht zusammengefügten einzölligen Brettern, auf welche von unten 3 Leisten l der Länge nach aufgenagelt oder mit Holzschrauben angezogen sind. Quer über diesen Leisten ist die Herdzunge z befestigt. Der Herd hat in der Zeichnung eine Länge von 6 Fuß und eine Breite von 3 Fuß und es wird darin vorausgesetzt, daß derselbe zur Hälfte mit Trübe, zur Hälfte mit Läuterwasser bedeckt werde. Die Berichtigung dieser Verhältnisse ist Aufgabe der Versuche; die Metallklötzchen am Happenbrette lassen sich zu diesem Ende leicht umlegen.

Wichtig für den Erfolg ist die Feststellung der Bewegungsverhältnisse des Herdes. Um diese Versuche leicht zu verändern, sind mehrere Vorrichtungen am Apparate angebracht.

Die Größe des Ausschubes läßt sich durch Umlegung des Umdrehungspunktes des Ausschiebhebels K leicht regeln; man braucht blos zu diesem Ende den Durchsteckbolzen q in ein höheres oder tieferes Loch zu stecken. Die Steigung des Zahnes ist bei dem Rädchen e auf 2 Zoll festgestellt, was für die meisten Fälle ausreichen dürfte.

Die Intensität des Stoßes hängt von der Spannung der Prellfeder G ab; um jedoch die Größe derselben in Pfunden auszudrücken, und so einen bestimmten Maßstab für die Stärke des Stoßes zu gewinnen, hat man blos nöthig, rückwärts an die Herdzunge eine Schnur zu befestigen (wozu ein Haken bei r dient), und diese über eine kleine Rolle vertical zum Lastarme einer Schnellwage zu führen. Wird auf letzterer der Läufer so weit verschoben, daß der Herd aus seiner Ruhelage zu treten beginnt, so zeigt derselbe die Spannung der Prellfeder in Pfunden. Damit die Spannfeder den Herd aus seiner horizontalen Lage nicht verrücke, ist dieselbe mittelst eines längern um den Bolzen umdrehbaren Charniers mit der Herdzunge

verbunden. Die Feder selbst ist um eine horizontale Axe bei w drehbar.

Die Zahl der Ausschübe richtet sich nach der Anzahl der Umgänge der Ausschubspindel. Letztere soll anfänglich nur durch Menschenhände in Bewegung gesetzt werden, um die Umdrehungsgeschwindigkeit leicht und schnell verändern zu können. Auf eine gleichförmige Bewegung wäre sorgfältig zu sehen. Sollte, wie es höchst wahrscheinlich ist, die Zahl der Ausschübe auf mehr als 40 hinausgehen, so müßte es vorgezogen werden, das Zahnrädchen e mit 2 spiralförmigen Zähnen zu versehen.

In dem Schliechkasten wären 2 — 3 Scheidewände anzubringen, um mehrere Sorten von Schliech zu erhalten.

Der Gang des Herdes sollte namentlich dahin geregelt werden, daß nicht gleich beim ersten Schlämmen reiner Schliech abfällt, sondern solcher erst nach einem nochmaligen Ueberarbeiten erhalten wird.

Zu einem Vergleiche der Erfolge des neuen Herdes mit einem gewöhnlichen Stoßherde darf natürlich nicht früher geschritten werden, bevor nicht durch umständliche Versuche die Bedingungen gefunden sind, unter welchen der neue Stoßherd am besten arbeitet, und bevor nicht die Arbeiter mit dessen Behandlung vollkommen vertraut sind. Ist man so weit gekommen, so wäre es allerdings zweckmäßiger, den Herd mittelst Maschinenkraft in Bewegung zu setzen, weil nur auf diese Weise die erforderliche Gleichförmigkeit für eine längere Dauer sich erzielen läßt. Aus diesem Grunde ist die Ausschubspindel bei t verlängert, um daran seiner Zeit eine Riemenscheibe aufkeilen zu können.

Schlämmwäschen. — Zur Aufbereitung der Schlämme, wozu man sich auf den Bleiberger Aufbereitungsanstalten im Bezirk Düren früher der sogen. Lettenschippgräben bediente, sind dort 17 kleine Stoßherde von 9 Fuß Länge und 3½ Fuß Breite, sowie auch 3 Harzer Kehrherde von 22 Fuß Länge und 3½ Fuß Breite erbaut worden. Man bekam auf den Stoßherden mit einem viel geringern Aufwande an Zeit und Arbeitskraft zwar weniger, aber erheblich reichern Schliech. Beide geben aber viel bessere Resultate, als die alten Apparate.

Auf Anordnung des k. k. Finanzministeriums zu Wien werden sowohl zu Böckstein als zu Schemnitz vergleichende Versuche mit Stoßherden mit harten und elastischen Prellern vorgenommen, um die Vortheile und Nachtheile beider Stoßherdarten auf eine zuverlässige Weise zu ermittteln, und die vielen zum Theil wider-

sprechenden Ansichten über diese, für die nasse Aufbereitung insbesondere der röschen Massen wichtige Frage durch sichere Resultate zu entscheiden. (Oesterr. Zeitschr. 1854.) Sehr weitläufig beschrieben in Rittinger's „Erfahrungen", 1857, S. 8.

Rundherde und Rührfässer. — Statt der früher bei den Aufbereitungsanstalten des Dürenschen Bezirks angewandten langen stehenden Herde sind auf mehreren Gruben mit Vortheil Rundherde (round buddles), von denen wir bereits weiter oben wiederholt redeten, in Gebrauch gekommen. Zum weitern Concentriren der Schliche bedient man sich in neuerer Zeit mit Vortheil des Rührwerks (dolly-tub), eines einfachen Fasses, in welchem der noch nicht genügend concentrirte Schlich unter Anwendung von Wasser mittelst eines Rührrades stark aufgerührt wird. Nachdem dann das Rad rasch herausgenommen ist, wird mit großen hölzernen Hämmern gegen die Außenseite des Fasses geschlagen, damit die Schliechtheile recht lange im Wasser suspendirt bleiben, und sich dadurch um so vollkommener nach ihrer specifischen Schwere absetzen. (Preuß. Zeitschrift II. A., 393 ff.)

Neuer Trichterherd zur Aufbereitung der Quetsch- und Pochtrübe. — Diese von dem Königl. Preuß. Bergmeister Hundt in Siegen erfundene Aufbereitungsmaschine wird von ihm in der Preuß. Zeitschrift V, B, 65 wie folgt beschrieben.

Die Trichterherde sind bisher in der Aufbereitung nirgends zur Anwendung gekommen. Dieselben unterscheiden sich durchaus von den kostspieligen Stoßherden und den Kehrherden, während sie nur einige Aehnlichkeit mit den sogenannten Roundbuddles haben, sich aber von diesen durch die zweckmäßigere Benutzung des Wasserstromes und durch die Form, sowie durch die Art der Auftragung der Poch- oder Quetschtrübe unterscheiden.

Die Maschine besteht, wie die Zeichnung auf Taf. III in Fig. 17 im Grundriß und in Fig. 18 im Durchschnitt nach der Linie ab zeigt, im Wesentlichen aus einem liegenden runden, nach der Mitte zu sich vertiefenden, trichterförmigen Herde, der sowohl aus Mauerwerk, wie Ziegelsteine und Traß oder Asphalt, als auch aus Holz aufgeführt werden kann, A, und aus zwei beweglichen Armen B, welche Rinnen enthalten, durch die auf den Rand des Herdes die Quetsch- oder Pochtrübe geführt wird. An oder hinter jedem Arme ist ein aus Drahtstiften oder Kugeln bestehender Kamm, C, oder Bürste angehängt, welche, mit dem Herde gleich geneigt, diesen durch die Drehung des Armes centrisch bestreicht.

Die beiden Arme oder Rinnen gehen von einem Kasten D aus, der auf einer eisernen feststehenden Spindel E sich dreht und durch einen Leitriemen in eine rotirende Bewegung gesetzt werden kann.

Wird in den Kasten die Trübe geleitet, so fließt dieselbe durch die Arme oder Rinnen auf den Rand des Herdes, und, von diesem radial abströmend, nach der Tiefe des Herdes bis zur Abflußöffnung E'', welche mit einem Abfallgerinne F in Verbindung steht. Während des Herabfließens lagert die Trübe den Erzschliech auf der Herdfläche, während der erwähnte Kamm oder die Bürste, wie bei dem Roundbuddle, dazu dient, die gleichmäßige Verbreitung der Trübe zu befördern und durch sanftes Aufreißen der Niederschläge deren Reinigung mit Hülfe des hinabspülenden Wasserstroms zu vollenden. Je nach Bedürfniß kann durch Beschwerung des Kammes seine Wirkung verstärkt werden. Auch kann im Kasten D eine Vorrichtung zur Herbeileitung heller Wasser getroffen werden.

Nach hinlänglich erfolgter Belegung des Herdes wird der Schliech abgestochen, wobei es erforderlich ist, daß die Maschine temporär außer Thätigkeit gesetzt wird. Die Aftern werden durch das Abfallgerinne ausgetragen.

Die Vortheile, welche diese Maschine gewähren wird, sind folgende:

1) Die Reinigung der Trübe, d. h. die Schliechbildung, wird vom Rande bis zum untern Ende des Herdes, also bis zur Ausflußöffnung desselben ununterbrochen stattfinden, indem durch das Strömen des Wassers nach einem durch die Herdform bedingten engern Raume die Kraft desselben ohne Störung fortwirken kann, was bei allen andern Herden nicht der Fall ist.

   Letztere arbeiten aus diesem Grunde nur unvollkommen.

   Um bei dem Trichterherde die Kraft des Wassers nach dem Ausfluß zu nicht zu stark werden zu lassen, erhält derselbe in seinem untern Theile eine geringere Steigung, als am obern Rande und wird diese in vielen Fällen sich sogar der horizontalen nähern können.

   Auch kann zu diesem Zwecke die Ausflußöffnung mit einem Bord von passender Höhe eingefaßt werden.

2) Da die Maschine ein fertiges Product liefert, so kann sie große Quantitäten Haufwerk schnell verarbeiten und werden daher die Aufbereitungskosten durch dieselbe wesentlich ermäßigt.

3) Die Maschine ist sowohl zur Verarbeitung der röschen, als auch der zäheſten Haufwerke geeignet; nur sind die Dimensionen und Neigungen des Herdes für die verschiedenen Korngrößen zu modificiren.

4) Die Maschine bedarf ihrer Natur nach weniger Wasser, als alle übrigen Herdvorrichtungen.

5) Zu ihrer Bewegung ist eine geringere Kraft nothwendig.

6) Die Anlagekosten sind geringer und wird einem aus Ziegelsteinen und Traß oder Asphalt ausgeführten Herde mittelst einer an die aufrechtstehende Spindel befestigten Chablone, je nach Bedürfniß, jede Neigung gegeben werden können.

7) In den meisten Fällen wird bei einiger Trennung der Trübe nach der Größe des Korns eine Mehlführung gänzlich entbehrlich sein, namentlich bei Anwendung von Spitzkasten die Pochtrübe direct über die Herde geleitet werden können, deren drei bis vier ein System bilden würden.

Zu letzterem Zwecke müssen die Herde eine solche Lage auf geneigter Ebene haben, daß von dem ersten Herde die Trübe auf den zweiten, dritten und vierten Herd je nach Bedürfniß bis zur völligen Klärung geleitet werden kann.

Was schließlich die Wartung des Herdes betrifft, so kann ein Mann 3 bis 4 Herde leicht überwachen.

Der Berggeist von 1858, Nr. 26, setzt noch Folgendes hinzu:

Die ersten Versuche mit der Aufbereitung vermittelst des vom Bergmeister Hundt in Siegen erfundenen Trichterherdes sind auf der Grube Landskrone ausgeführt worden, und haben die Ergebnisse zur Evidenz erwiesen, daß diese Herde in der Folge eine sehr wichtige Rolle in der Aufbereitung spielen werden, daß sie namentlich nicht nur die unvollkommenen Roundbuddles weit übertreffen, sondern auch die Concurrenz mit den Stoßherden wohl bestehen. Nunmehr kommen uns auch Nachrichten zu über den Erfolg des Trichterherdes, der in Ramsbeck construirt und in Betrieb gesetzt worden ist. Dieselben lauten ebenso günstig und beweisen, daß bei der Aufbereitung dieses neuen Apparates erhebliche Vortheile durch Ersparungen im Anlage-Capital nicht nur, sondern auch an Arbeitslöhnen und Zeit erzielt werden.

Auf Landskrone hat der Herd, auf welchen röscher Schlamm aufgegeben wird, bei 15½ Fuß Durchmesser 6 Zoll Fall, der in Ramsbeck, welcher zähern und ärmeren Schlamm verwäscht, bei

18 Fuß Durchmesser 4 Zoll Fall; im Tiefsten liegen beide Herde auf 1½ — 2 Fuß Länge ganz horizontal. Die Fläche zunächst in der Peripherie, auf welcher sich der erste Abstich, Schliech, absetzt, ist bei jenen beiden ppr 96 resp. 120 Quadratfuß, wogegen bei den Roundbuddles und Stoßherden nach Verhältniß die Flächen nur 36 resp. 14 Quadratfuß einnehmen. Dieser Umstand allein genügt, um die größere Leistungsfähigkeit des neuen Herdes darzuthun. Das Aufgeben der sorgfältig zu reinigenden Trübe geschieht durch vier Arme, an welchen die stellbaren Streicher angebracht sind. Der Gang des Herdes wird geleitet durch die Menge der zufließenden Trübe, die Schnelligkeit der Arme, die Art und Lage der Streicher, sowie auch durch die Menge der mit aufgerührten klaren Wasser. Sind alle diese Punkte beobachtet, so ist der Gang des Herdes vorzüglich und der Verlust beinahe gleich Null zu setzen, indem die Aftern kaum Spuren von Erz aufweisen. Da die Aftern in Folge der Construction des Herdes gleich von selbst mit abgehen, nicht aber, wie bei den Roundbuddles, abgestochen zu werden brauchen, so werden schon hierbei viele Arbeitsschichten erspart.

Auf Landeskrone, wo man die ersten Versuche mit dem Reinwaschen anstellte, wurden in 48 Stunden 60 Scheffel durchgesetzt, auf dem Stoßherd in derselben Zeit 50 Scheffel. Die erzielten Schliechquantitäten standen in dem richtigen Verhältniß. Die Arbeitslöhne berechneten sich bei ersterem pro Stunde auf 9 Pfennige, bei letzterm auf 10 Pfennige ohne Ab- und Zufahren.

Sehr zu wünschen wäre es, im Interesse des Betriebes selbst, wenn auch anderwärts die Versuche begonnen würden, und die Maschinen die Anerkennung fänden, die sie wirklich verdienen. Hierbei wäre es nöthig, auf die Idee des Bergmeisters Hundt einzugehen, diese Herde in einem Systeme anzuwenden, wonach die Pochtrübe durch Spitzkasten oder, nach vorhergegangener Separation, direct auf Herde verschiedener Neigung geleitet wird und nicht eher zur Ruhe gelangt, bis alle Erztheilchen gewonnen sind. Hierdurch wird eine heilsame Reform unserer jetzt zu complicirten Aufbereitung herbeigeführt werden und daneben eine erhebliche Kostenersparung, da die Anlage eines Trichterherdes durchschnittlich die Summe von 80 Thalern nicht übersteigen dürfte.

Für den Fall, daß die Trübe direct auf den Herd geht, oder das Walzwerk zu diesem Zwecke separirt werden soll, läßt sich sehr zweckmäßig die von Herrn Hundt ebenfalls erdachte Separationstrommel, die auch als Läutertrommel dienen kann, benutzen.

Ueber den rotirenden Kehrherd (rotating buddle), worauf Zenner zu Newcastle am Tyne patentirt und der am Oberharze eingeführt ist, enthält das Mining Journal, Nr. 1128, Supplem. S. 253 und Nr. 1129, S. 259 recht interessante Bemerkungen, die wir jedoch hier nur erwähnen können.

Ueber die Aufbereitung der Zinnerze in Cornwall enthalten die Annales des Mines, 5. Reihe, Bd. 14, S. 95 bis 276 eine sehr vollständige Arbeit von dem Kais. Bergingenieur Moissenet; wir können nur darauf verweisen.

Versuche und daraus hervorgegangene Erfahrungen bei der Aufbereitung der güldischen Zeuge in Zell am Ziller, theilt der k. k. Verwalter Sennhofer in der Oesterr. Zeitschr. 1856, Nr. 36 mit.

Ueber die Aufbereitung der Golderze in Californien enthalten folgende Arbeiten im IV. Bande, Abth. B der Preuß. Zeitschrift: die Placeres und goldführenden Gänge Californiens, deren Reichhaltigkeit und gegenwärtige Bearbeitungsweise, von den Herren Rambohr und Riehn in San Francisco (S. 104 ff.) und: Ueber die Goldgewinnung in Californien, von Herrn Riehn (S. 132) die vollständigsten Nachrichten, Bemerkungen und durch Abbildungen erläuterte Beschreibungen, die wir bis jetzt über diesen Gegenstand erhalten haben.

Indem wir diesen Abschnitt schließen, verdienen auch die Bemerkungen über die Anwendung der Guttaperchariehmen zur Bewegung der Goldmühlen und Stoßherde bei der nassen Aufbereitung zu Schemnitz, vom k. k. Pochwerksinspector Rauen daselbst, in der Oesterr. Zeitschrift, 1856, Nr. 28, einer Erwähnung, da diese Bewegungsmittheilung in vielen Fällen bei den Aufbereitungsmaschinen anzuwenden sein dürfte.

Elektrische Separationsmaschine. — Eine solche steht nach dem Moniteur des intérêts matériels in den Hüttenwerken zu Traversella in Piemont in regelmäßigem Betriebe, um kupferkiesartige Magneteisenerze zu verarbeiten. Sie besteht aus einem breiten Rade, an dessen Scheibe eine Reihe von Elektromagneten angebracht sind, und welches in langsamen Umgang versetzt wird, während ein Tuch ohne Ende unter demselben, die Magnete beinahe berührend, fortläuft. Die sehr fein gepochten Erze werden auf dem Tuche in einer ganz dünnen Lage aufgetragen; sowie sie an die Magnete gelangen, ziehen diese die Eisenerztheilchen an sich, und nur der Kupferkies bleibt am Tuche liegen, und wird von demselben fortgeführt,

während bei einem gewissen Punkte des Radumlaufes der elektrische Strom unterbrochen wird und in Folge dessen die Magnete das Eisenerz auf eine hierzu vorgerichtete schiefe Ebene fallen lassen. (Oesterr. Zeitschr. für Berg- und Hüttenw., 1858, Nr. 37.)

Zweite Abtheilung.

Die Aufbereitung der Brennmaterialien.

Ueber die neuesten Methoden der Aufbereitung und Verdichtung des Torfs

hat der Director der Provinzial-Gewerbeschule, Dr. Th. Bromeis zu Aachen in den Verhandlungen der Preuß. Gewerbegesellschaft von 1858 (und daraus im Polytechn. Centralbl., 1858, Nr. 14 ff.) eine sehr wichtige und vollständige Arbeit geliefert, aus der wir das Nachstehende entlehnen, sonst aber darauf verweisen.

Die Torfetablissements von Challeton zu Montauger in Frankreich und von Roy und Sohn zu St. Jean in der Schweiz. Das von Challeton zu Montauger bei Mennecy (unweit Corbeil in Frankreich) in den Jahren 1854 und 1855 in Ausführung gebrachte und nach dessen Angaben durch Roy zu St. Jean in der Schweiz (am Verbindungskanal des Bieler- und Neuenburger See's) nachgeahmte Verfahren, ist im Allgemeinen Folgendes:

Der der Tertiärformation angehörige Kalkstein bildet in der Umgebung von Corbeil (Seine et Oise) ein Hügelsystem, dessen flache Senkungen und Thäler oft von großen, einen schwarzen und schweren Torf führenden Mooren erfüllt sind. In einem solchen Thale, unterhalb des hochgelegenen Mennecy, liegt Montauger, ein, wie es scheint, früher zu landwirthschaftlichen Zwecken angelegter Hof, der Wohnort Challeton's. Die wenigen kleinen Fabrikgebäude befinden sich einige hundert Schritte von hier entfernt, in der Mitte des von Wasserkanälen umgebenen und durchschnittenen Moors selbst.

Der Torf wird, wie es in dieser Gegend überhaupt üblich ist, unter Wasser gestochen und zwar vermittelst einer an einer Stange

befestigten Stichschaufel von mindestens 2 Fuß Länge, welche aus drei rinnenartig und rechtwinklich zusammengesetzten Eisenschienen gebildet ist, die an dem untern Ende der Schaufel dicht zusammenstoßen, nach oben zu aber etwas schmäler sind, so daß dieselben mit ihren Rändern hier sich nicht wirklich berühren, und daher dem mit dem gestochenen Torfe geförderten Wasser einen theilweisen Abfluß gestatten. Auch ist durch diese Einrichtung dem Hängenbleiben der Torfmasse in den Ecken der Stichschaufel vorgebeugt. Es findet das Stechen des Torfs nur längs dem Ufer der Kanäle statt (welche somit immer breiter werden und durch ihre Anlage keine Kosten verursachen) und geschieht vermittelst jener Schaufel bis auf jede beliebige Tiefe, indem das Instrument mit ziemlicher Anstrengung senkrecht hinabgetrieben wird. Der Arbeiter wirft den ausgehobenen Torf in den neben ihm befindlichen Kahn, arbeitet ihn in demselben mit den Füßen oberflächlich durch und fährt ihn nach der Fabrik, welche so dicht an dem Kanale liegt, daß der Torf aus dem Kahne in eine mit dem Wasser des Kanals in Verbindung stehende Cysterne hinüber geworfen werden kann. Von hier befördert denselben ein Paternosterwerk in den Dachraum des Maschinenhauses und schüttet ihn dort selbst in hölzerne Trichter aus, die ihn nunmehr den Zerkleinerungsmaschinen überliefern. Obwohl Herr Challeton die innere Einrichtung der letztern geheim zu halten bemüht ist, so deutet doch ihre sehr einfache Aufgabe, nämlich den ohnehin schon weichen und losen Torf unter Wasserzusatz in einen flüssigen Brei zu verwandeln, aus welchem sich dann die etwa eingeschlossenen Steine, gröbere Sandkörner, Holzreste u. dergl. absetzen können, auf ihre innere Construction genugsam hin. So werden für die minder festen Torfsorten einige auf der drehbaren Axe des Fasses angebrachte Flügel, bestehend in mehreren, rostförmig mit einander verbundenen Messern vollständig ausreichen, um die Zertheilung zu bewirken, während sich für die festen und wurzelreichen Sorten Zerkleinerungswalzen, nach Art der im bayrischen Haspelmoore verwendet gewesenen, zweckmäßiger erweisen dürften.

Die so vorbereitete Masse fließt aus dem Zertheiler auf ein Metallsieb über und wird hier vermittelst Bürsten von Piassern, welche an mehreren horizontal von der Axe auslaufenden Armen in verschiedener Entfernung von derselben befestigt sind, hindurchgearbeitet, wobei die in dem Schlamme noch reichlich vorhandenen Wurzelfasern zurückbleiben, und vollständig ausgewaschen, entfernt werden. Aus dieser Siebtrommel austretend, durchwandert die nun sehr feine

und verflüssigte Torfmasse noch einige Kufen, welche eine vollkommne Mischung und Suspension der Torftheilchen zugleich neben der ferneren Abscheidung der schwereren Sand- und Erdpartikeln, die durch das Filter noch hindurchgegangen sind, zum Zwecke haben und demgemäß die flüssige Masse in steter Bewegung erhalten. Daß auf diese Weise etwa vorhandener Thon nicht entfernt wird, liegt auf der Hand. Durch diese Operation ist der Torf allmälig zur Fabriksohle gelangt, und wird daher abermals durch ein Paternosterwerk in die Höhe befördert, um ihn einer über einen großen Theil des Moors nach verschiedenen Richtungen hingeführten Rinnenleitung zu übergeben. In der Umgebung des Fabrikgebäudes befindet sich eine große Anzahl von Bassins von etwa 150 Quadratfuß Bodenfläche und einer Tiefe von 10 Zoll, welche am Rande mit Brettern ausgelegt sind und einen das Wasser nicht allzu rasch durchlassenden Boden haben, der bei den einen durch Ueberlegung des Moorbodens mit Bastmatten, bei den andern sogar aus einer auf das Moor gebrachte Thonsohle zu bestehen schien. In diese Bassins, deren Zahl 800 betragen soll, trocknet der Torfbrei, welcher aus jenen Rinnen mittelst Schläuchen in dieselben herabgelassen wird, langsam aus und hat bei günstiger Witterung in wenigen Tagen bereits eine solche Consistenz erlangt, daß er durch eine hölzerne gitterartige Form, welche die Breite des ganzen Bassins einnimmt, und beim jedesmaligen Niedertreten drei Reihen Ziegel aus der Masse abtheilt, zerschnitten werden kann. Bei der durch diese Operation noch mehr begünstigten Wasserverdunstung trocknen nun die Ziegel schnell so weit aus, daß sie an den Rand des Bassins ausgelegt werden können. Je mehr die Masse dem trocknen Zustande entgegengeht, um so mehr muß sie auch vor einer zu sehr beschleunigten Austrocknung bewahrt und deshalb zu größern Haufen zusammengelegt und mit Schilf- oder Strohdecken vor der Sonne geschützt werden.

Es versteht sich hiernach von selbst, daß an eine künstliche Austrocknung dieses Präparats gar nicht gedacht werden kann. Haben die Ziegel nicht gleich in den ersten Tagen durch Regen sehr gelitten, so werden sie später durch denselben nicht erheblich beschädigt; einem vollkommen trocknen Ziegel kann durch Wasser sein Zusammenhang nie wieder genommen werden. Trockner zermahlener Torf, welchen der Verfasser lange Zeit im Wasser einweichte und langsam wieder trocknen ließ, blieben eine leicht zerkrümliche Masse; die feinen bindenden Theilchen waren zerstört und der zur Bindung erforderliche schleimige Zustand durch das erste Austrocknen unwiederbringlich ver-

loren gegangen. Unwillkührlich erinnert man sich hier derjenigen Zustandsänderungen, welche die Chemie bei manchen Stoffen in so interessanter Weise aufgedeckt und mit dem Namen „Allotropie" belegt hat.

Der Verfasser erwähnt noch, daß seine Versuche, den schlüpfrigen Torfbrei in einem sehr langen und hoch gehängten, aus Packleinwand gefertigten Schlauche zu entwässern und gleichzeitig zu formen, ein ungünstiges Resultat gaben. Ebenso kann man den durch Filtration theilweise entwässerten Torfschlamm, selbst bei der eifrigsten Durchknetung der fast plastisch erscheinenden Masse, nicht in Formen streichen, weil die anfangs sehr schön aussehenden Ziegel beim gänzlichen Austrocknen immer Risse erhalten und namentlich die Ecken abstoßen.

Challeton ist in der Ausdehnung seines Etablissements durch die Oertlichkeit sehr behindert, und doch fördert er, seiner Angabe nach, mit einem sehr kleinen Arbeiterpersonale und einer nicht besonders kräftigen Dampfmaschine täglich 300 Hectoliter und versichert, diese bei denselben Hülfsmitteln auf 500 steigern zu können. Daß dieses Unternehmen mit einem Actiencapital von 3 Millionen Francs ins Leben gerufen sei, muß dem das Etablissement Besuchenden als eine Unmöglichkeit erscheinen.

In einem Aufsatze über seine Torfpräparation, welchen Challeton dem Verfasser mittheilte, sind einige Angaben nicht enthalten, die er dem Professor Rühlmann zukommen ließ (s. Polytechn. Centralblatt 1856, S. 1250 und Jahrg. 1858, S. 482). Hiernach giebt jedes Bassin, deren täglich angeblich 50 gefüllt werden, 400 trockne Ziegel von je 22,8 Cubikzoll rhein., von welchen 2353 auf eine Tonne zu 20 Centnern gehen und 6,6 Cubikmeter oder 213,5 Cubikfuß Moor zu ihrer Herstellung erfordern. Die tägliche Production beliefe sich also auf 8,5 Tonnen, erzeugt $8,5 \times 66 = 56,1$ Cubikmeter Torf. Da diese Ziegel im trocknen Zustande, ohne Zwischenräume gerechnet, 31 Cubikfuß einnehmen, so beträgt demnach die Schwindung des französischen Torfs bei beschriebener Aufbereitung, eingerechnet die beseitigten Wurzelfasern ꝛc., etwa 85 Volumenprocente, was zu den von dem Verfasser mit dem Ventorfe erhaltenen 84 Proc. sehr gut stimmt. Bei einem täglichen Anfüllen von 50 Bassins (trocken = 8,5 Tonnen) konnte der Torf 16 Tage darin verbleiben, was natürlich im Allgemeinen nicht erforderlich sein wird, jedoch bei ungünstigem Wetter auch leicht nothwendig sein möchte. Rechnet man, daß fünf Monate hindurch im Jahre gearbeitet wird, so werden $8,5 \times 150 = 1245$

Tonnen oder 25,500 Centner jährlich producirt. Der Verfasser bemerkt hier, daß die beiden Angaben Challeton's nicht übereinstimmen. Bezieht sich obige Angabe einer täglichen Production (300 Hectoliter) auf trocknen fertigen Torf (wie man glauben sollte), so betrüge dieses mit Zuhülfenahme der Hrn. Rühlmann übergebenen Daten 28,5 Tonnen, bezieht sie sich aber auf die Quantität des verarbeiteten nassen Torfs, so würde die tägliche Ausbeute an trocknem Material nur 3,1 und nicht 8,5 Tonnen betragen.

Challeton ist der Ansicht, daß ein Etablissement eine Production von 10,000 Tonnen das Jahr nicht übersteigen könne und solle, daß vielmehr verschiedene, in zweckmäßiger Entfernung von einander angelegte Fabriken dem Mehrbedarfe abhelfen müßten. Er veranschlagt die Anlagekosten einer solchen, einschließlich des erforderlichen Betriebscapitals und der zur Organisation nothwendigen Einrichtungen, auf 225,000 Francs (60,000 Thlr.) und hat eine so hohe Meinung von dem Werthe der Destillationsproducte, daß er durch sie die Kokes kostenfrei zu erhalten gedenkt. Hiermit kann der Verfasser keineswegs übereinstimmen. Wenigstens ist die Bearbeitung des Torftheers, obwohl ihr noch eine glänzende Zukunft bevorzustehen scheint, in Deutschland vor der Hand noch minder wichtig, weil man sich, selbst in den größten Städten, an das Torfbrennen längst gewöhnt hat, Torfkokes aber, von gedichtetem Torfe hergestellt, nicht den Absatz wie in und um Paris finden werden, und weil vornehmlich die Verkokung für den Eisenbahnbedarf durchaus unnöthig, und für den metallurgischen Betrieb höchstens eine Darrung des Materials zu empfehlen ist.

Die Fabrik war nicht sonderlich belebt, obwohl die Witterung im vorigen Sommer der Torfbearbeitung möglichst günstig war. Der Grund hiervon liegt darin, daß dem Unternehmen sowohl, wie dem von ihm producirten Material in Paris noch nicht die gehörige Theilnahme geschenkt worden ist, was daher rühren mag, daß dieser Gegenstand bei seinem Auftreten von Speculanten erfaßt und durch die abenteuerlichsten Versprechungen, die aus den Händen Unwissender am wenigsten erwartet werden konnten, dem öffentlichen Vertrauen entrissen wurde. Auch behindert die französische Subtilität, welche den durch die Verdichtung seines Geruchs nicht beraubten Torf aus übertriebenen Salubritätsrücksichten als Heizmittel verschmäht, bis jetzt noch sehr die Unterstützung des neuen Comprimirungsverfahrens. Zudem haben sich die französischen Eisenbahnen den gepreßten Steinkohlenziegeln und zum Theil auch den Steinkohlen selbst

als einem Ersatzmittel für Kokes zugewendet. Die Roheisenindustrie hat, so viel bekannt, in Frankreich nirgends sich des Torfs erinnert und endlich ist — da der gedichtete, für den Consum in Paris bestimmte Torf nun einmal scheint verkokt sein zu müssen — die Verarbeitung des Torftheers in Frankreich noch zu sehr in ihrer Kindheit, als daß ein Torfverdichtungsetablissement, welches den Hauptvortheil aus diesem Producte zu ziehen gedenkt, sich zu eifrigem Betrieb anstrengen könnte. Der Verfasser hält die Ansicht, die Verkokung und die Verwerthung der hierbei auftretenden Destillationsproducte seien die Hauptsache der ganzen Torfbewirthschaftung, für das größte Hinderniß der Torfbereitung, eines so wichtigen Gegenstandes. Von den Destillationseinrichtungen kam dem Verfasser nichts zu Gesicht; nur der Beweis, daß dieselben wirklich vorhanden sein mußten, wurde durch ein gasleeres Gasometer geliefert.

Beiläufig erwähnt der Verfasser noch, daß er den von Hrn. Angerstein als in dortiger Gegend üblich bezeichneten Verkokungsofen, wie solcher im Polytechn. Centralbl., Jahrg. 1856, S. 286 beschrieben ist, schon im Herbste 1855 auf einer ebenfalls in der Nähe von Corbeil angelegten Tourbine als höchst unzweckmäßig verworfen fand.

War Herr Challeton in der Erlaubniß zur Besichtigung seines Etablissements, durch welches er den Verfasser selbst hindurchführte, schon sehr zurückhaltend, so war Hr. Roy zu St. Jean in der Schweiz, obwohl er nach Vorzeigung des vom Verf. präparirten Materials eingestand, daß dasselbe dem seinigen in nichts nachstehe, und dem Verf. daher das Verfahren durchaus bekannt sein mußte, in noch viel größerem Maße ängstlich um sein Geheimniß, dessen Benutzung freilich, falls es in die Oeffentlichkeit gelangte, nach schweizerischem Rechte Jedermann zustehen würde. Außer einer zweckmäßigeren Disposition der ganzen Anlage bietet das Etablissement keine erhebliche Abweichung von der Challeton'schen Bearbeitungsweise, nach welcher es auch im Allgemeinen seine Einrichtung erhalten hatte. Obwohl in einer weiten, das Gebiet des Bieler und Neuchateller Sees umfassenden Ebene, an dem diese Seen verbindenden Kanale gelegen, schien doch auch dieser Fabrik ein sehr beschränkter Raum geboten zu sein, der zudem durch seine Lage häufigen Wasserüberschwemmungen ausgesetzt ist. Dieser letztere Umstand, welcher die ganze, auch die Umgebung des Genfer Sees ausmachende Thalebene betrifft, ist der Grund, weshalb die Torfförderung in dieser Gegend noch auffallend schwach betrieben wird. Indessen scheint sich die

Schweiz doch des Reichthums dieses vortrefflichen Materials bewußt werden zu wollen, was nicht allein nach der Einsendung der zahlreichen Proben der verschiedensten Torfarten und an dem Interesse zu erkennen war, mit welchem die Producte des Hrn. Roy auf der Berner Industrieausstellung betrachtet wurden, sondern was der Verfasser auch aus dem mehrmaligen zufälligen Zusammentreffen mit Schweizern wahrnahm, welche den Roy-Challeton'schen Proceß der Torfverdichtung eifrigst zu ergründen sich bemühten.

Die wenigen Abweichungen in der Roy'schen Einrichtung bestehen in der Benutzung von einigen großen, die Stelle der sehr vielen Challeton'schen Bassins vertretenden und über der Erde angelegten, aus Stein construirten, Cysternen mit trocknem gemauerten drainirten Boden, sowie in der Unterstützung der Trocknung der Ziegel auf Hürden unter überdachten Schuppen. Wenn schon die Anlage von Trockenstellagen, selbst für einen großen Betrieb, wie der Verfasser im Salzkammergute gesehen, keine wesentlichen Schwierigkeiten in der Ausführung bietet, so war doch die Roy'sche Einrichtung für einen lebhaften Fabrikationsgang keineswegs berechnet, wie denn das Werk auch auf den Verkauf seiner Producte noch gar nicht eingerichtet ist, und der Besitzer selbst dasselbe als eine Versuchsfabrik bezeichnete, nach welcher in den torfführenden Districten der Schweiz angeblich mehrere Etablissements nunmehr entstehen sollten. Die tägliche Production soll in St. Jean 300 Ctr. und die Schwindung des Torfs $^6/_7$ des anfänglichen Volumens betragen, was mit dem am französischen und Ventorfe gemachten Erfahrungen übereinstimmt.

Eben so wie Challeton, glaubte auch Roy, welcher gemeinschaftlich mit seinem Sohne das Unternehmen leitet, die Rentabilität des Ganzen aus der Verkokung und aus der Verarbeitung des sich bildenden Theers ableiten zu können, und gab für diesen Fall den Gewinn auf 34 Proc. an. Der Verfasser hat aber auch hier keine auf Dergleichen abzweckende Einrichtung wahrgenommen, obwohl die Besitzer auf der Berner Industrieausstellung außer gedichtetem Torf und Torfkokes noch schwefelsaures Ammoniak zum Gebrauch für die Landwirthschaft, ferner Beleuchtungs- und Schmieröle, Methylalkohol, rohen und gereinigten Theer, Paraffin und Asphalt ausgestellt hatten. Die ausgestellten Kokes waren nicht so fest und eisenglänzend, als der Verfasser solche dargestellt hat. Die Kosten für 1000 Kilogr. gedichteten Torfs gab Roy auf 12—13 Frcs. an, was mit der Angabe Challeton's übereinstimmt.

Die Verdichtung des Torfs auf trocknem Wege. Daß

das im Frühern nach seinen Principien und nach den wesentlichen, dabei vorkommenden Operationen besprochene Verfahren nicht auf einen Moostorf, sondern nur auf ein schwereres und dichteres Material Anwendung finden kann, weil die Ausbeute um so größer ausfällt, je geringer die Qualität der die eigentliche Torfmasse durchsetzenden Fasern ist, leuchtet schon von selbst ein; für die leichteren Torfsorten ist fortan allein die Pressung nach vorangegangner Trocknung derselben anzuwenden, wobei der Wiederausdehnung der comprimirten Masse vorgebeugt werden muß.

Die Principien dieser Verdichtung sind sehr einfach. Je lockerer, je moosiger der Torf ist, um so mehr wird derselbe nach aufgehobener Comprimirung ein seinem ursprünglichen Volumen mehr oder weniger nahe kommendes wieder anzunehmen bestrebt sein, sofern er nicht zu lange Zeit dem Drucke ausgesetzt war, was praktisch natürlich unausführbar ist. Daß von einer Compression durch hydraulischen Druck nur bei getrocknetem Torf die Rede sein kann, versteht sich, obwohl das Gegentheil unzählige Male der Probe unterworfen worden ist, von selbst; der Widerstand des Wassers zertrümmert die stärksten Maschinen und das Beste im Torf, der Torfbrei, geht verloren. Es war dabei die trockne Bewegung beibehalten und die Aufgabe zu erledigen, einer abermaligen Volumzunahme nach fast momentan stattfindender Verdichtung vorzubeugen. Was hier am nächsten liegt, gelangte auch bald zur Anwendung: man preßte den ganz oder theilweise entwässerten Torf unter Mitwirkung von Bindemitteln, wozu man zerquetschte gekochte Kartoffeln, Pflanzenkeime, Stärke und ähnliche mehr oder minder kostspielige Materialien wählte, bis man endlich auf den glücklichen Gedanken kam, in dem Theer, welcher sich durch Erhitzung des Torfs bis auf einen bestimmten Temperaturgrad aus demselben entwickelt, das gewünschte Bindemittel zu suchen. Es war nun noch das Eine übrig, den Torf zu formen und ihn zu dem Zwecke aus dem Erhitzungsapparate schnell in die Torfmaschine gelangen zu lassen. Da sich hierzu die Torfziegel, wie sie im Moore gestochen und getrocknet werden, nicht eignen, so zermalmte man die Masse und gelangte endlich in der jüngsten Zeit zu den tadellosesten Resultaten, als man die Verwandlung des trocknen Torfs in feines Pulver aufgegeben und ihm für die Pressung ein gemischtes Korn belassen hatte.

Der Vereinigung dieser Principien für die Verarbeitung des Torfs scheint sich zuerst G w y n n e in London bedient zu haben, dessen solidified peat ein specifisches Gewicht von 1,14 haben und dessen

Wärmeentwicklungsvermögen nach einem Versuche des Holländers Bleekrode $^3/_5$ von dem der besten New-Castle-Hartley-Steinkohlen betragen soll. Gwynne trocknet den Torf vorläufig in der Centrifugalmaschine, zermalmt ihn dann zu einer Breimasse, die vollends durch Wärme entwässert und darauf durch Mühlen in Torfklein verwandelt wird, welches zum Formen in die mit Dampf geheizten Pressen gelangt.

Der Verfasser hat im Winter 1855/56 seine Versuche ebenfalls nach dieser Richtung hin ausgedehnt und sich hierzu des gewöhnlich gestochenen und getrockneten Torfs bedient, welchen er auf einer Mühle zu feinem Pulver zermalmen ließ. Mit Hülfe einer hydraulischen Presse wurde der bis auf etwa 60° erwärmte Torf in einem gußeisernen ausgebohrten Cylinder von 6 Zoll innerem Durchmesser unter Anwendung eines nicht sehr bedeutenden Drucks zu einem soliden Blocke von 4 Zoll Höhe, welcher sich mit der Säge zertheilen ließ, geformt. Das Aeußere des Cylinders zeigte den Glanz und die glatten Rutschflächen, wie es bei dem neuesten, im bayerischen Haspelmoore erzeugten Kunsttorf der Fall ist; es schmuzten jedoch die Schnittflächen sehr ab und bei dem Versuche der Verkokung zerfiel das Ganze wieder zu Pulver.

In Betreff des Gwynne'schen Fabrikats bemerkt der Verfasser noch, daß man in London dasselbe kaum zu kennen scheint; wenigstens konnte er bei sehr namhaften technischen Chemikern dieser Stadt, A. W. Hoffmann und Stenhouse, nichts über dasselbe in Erfahrung bringen.

Das neue Torfpreßverfahren im Haspelmoore zwischen München und Augsburg. Nachdem die früher angewendete Bearbeitung des Torfs aus dem Grunde im Haspelmoore beseitigt worden ist, weil diese Station bei den gegebenen sehr provisorischen Einrichtungen einen nur sehr geringen Theil des zum Bedarf erforderlichen Materials zu liefern im Stande war, und ein anderweitiges, dem Zwecke entsprechenderes Verfahren sich herausgestellt hatte, ist in diesem Sommer im Haspelmoore nach Angabe und unter Leitung des Ober-Postraths Exter in München ein großartiges Etablissement auf Staatskosten entstanden, welches den größten Theil des zum Bahnbetriebe erforderlichen Brennmaterials zu liefern bestimmt ist. Mit Erstaunen mußte Derjenige diese Umänderungen wahrnehmen, der sich von dem nicht ungünstigen Erfolge der noch Jahrs zuvor betriebenen Torfbereitung auf nassem Wege, wie Herr Bromeis, überzeugt hatte.

Unter Beibehaltung der bereits vorhanden gewesenen, längs der Eisenbahn in Fachwerk aufgeführten Magazinschuppen von je 400 Fuß Länge und 40 Fuß Breite ist zwischen diesen beiden, jedoch etwas rückwärts, ein massives Gebäude errichtet, in welchem die Pressung des Torfs stattfindet und die nöthigen Maschinen untergebracht sind. In einiger Entfernung hiervon, nach der Mitte des Moors sich erstreckend, ist ein zweites, aus zwei Abtheilungen bestehendes Magazin von ganz entsprechender Länge wie die beiden oben erwähnten neu errichtet worden.

Seiner Mittheilung zufolge hat Exter für die von ihm construirte Torfpresse, sowie für die Methode der ersten Trocknung des Torfs selbst, in Preußen Patentschutz erhalten, und sind daher hierüber die Bemerkungen des Verfassers um so kürzer zu fassen, als während seines Besuchs Ende Juli v. J. die Fabrik sich noch nicht in geregeltem Betriebe befand, sondern die Aufstellung einer zweiten Presse gerade im Werke war. Das Verfahren ist von dem Verf. bereits in einer im December 1856 abgeschlossenen manuscriptlichen Mittheilung einigen Industriellen Berlins sehr empfohlen worden, da er sich dasselbe zufolge der von ihm mit gemahlenem getrockneten Torfe angestellten und oben erwähnten Versuche sehr leicht zusammenstellen konnte, nachdem ihm in Augsburg ein dem seinigen ganz ähnlicher Torf zu Gesicht gekommen und die Trocknungsweise des Rohmaterials im Haspelmoore zufällig nicht entgangen war. Die Operationen sind diese. Der in dem entwässerten Moore mittelst eines nicht zu tief gehenden Pfluges aufgelockerte Torf wird an der Luft trocknen gelassen, wozu eine sehr kurze Zeit nöthig zu sein scheint, wenn man mit einem Klopfer die zusammenbackenden Stücke zerschlägt, das Feld übereggt und für die gehörige zeitweilige Umwendung des aufgelockerten Materials Sorge trägt. Es wird auf diese Weise das Moor sehr gleichmäßig von oben nach unten ausgenutzt und jeder Verlust an Abfall natürlich sorgfältig vermieden. Der so an der Luft trocken gewordene Torf wird in Wagen geladen und durch diese aus einem aus weiter Entfernung her aus dem Moore über solides Pfahlwerk angelegten und nach dem Göpel des nächsten Magazins führenden, oder von hier aus auf dem durch das Dach des Preßhauses weiter fortgesetzten Schienengleise in eins der rechts und links gelegenen Vorrathshäuser gefahren, wobei natürlich die Herbeiziehung der Wagen durch ein von einer Dampfmaschine in Bewegung gesetztes Drahtseil bewirkt wird.

Es ist ersichtlich, daß dieses Aufbereitungsverfahren nicht allein

von den Witterungsverhältnissen weniger abhängig ist, als das bereits besprochene, welches den Torf naß verarbeitet und zu dessen allmäligem Austrocknen eine längere Zeit nöthig hat, sondern daß es auch gestattet, bei gehörig angesammeltem Vorrathe von Torfklein auch während des Winters zu arbeiten, ein Umstand, der dieser Methode eine sehr große Bedeutung beilegt, wozu es der Beleuchtung sicher nicht weiter bedarf.

Aus dem Magazine wird der Torf nach dem Preßhause gefahren; hier scheint er, der etwa noch wahrgenommenen gröbern Stücke wegen, erst noch durch ein Mühlwerk gehen zu müssen, ehe er zu den Trocknungs- und Vorwärmungsapparaten gelangt, welche durch von der Dampfkesselfeuerung abziehende Wärme, zum Theil auch wohl noch durch den überflüssigen Dampf der Maschine geheizt werden. Zu dem Ende befindet sich ein großer eiserner Kessel seitlich über der Presse eingemauert, aus welchem das ihm von einem Paternosterwerke übergebene und beim Betriebe der Fabrik wahrscheinlich in Bewegung erhaltene Torfklein in eiserne horizontal liegende Cylinder mit Fortbewegungsschrauben gelangt, welche innerhalb gemauerter, von heißer Luft durchzogener Kanäle angebracht sind. Durch die Drehung der in diesen Cylindern befindlichen Schnecke wird nun das bis zur Theerentwicklung erhitzte Material einer kurzen, aber stark geneigten Ebene übergeben, über welche es durch eine einfache Vertheilungsvorrichtung unter die Kolben der Excentricpresse, deren bis jetzt nur erst zwei vorhanden sind, hinabgleitet. Durch die der Presse eigenthümliche Construction sollen in der Minute 50 Torftafeln von 5 Zoll 8 Linien Länge, 3 Zoll 8 Linien Breite und durchschnittlich Zollstärke (rhein. Maß) hergestellt werden. Es lagerte auch schon ein nicht unbeträchtlicher Vorrath derselben in der Nähe der Maschine. Die dem Verfasser übergebenen Proben hat derselbe auf seiner Reise durch die Schweiz und durch Frankreich mit sich geführt und es haben sich dieselben bis auf den heutigen Tag in ihrem ursprünglichen Zustande vortrefflich erhalten.

Der trockne Torf (wahrscheinlich in gemahlenem Zustande gemeint) soll bei der Pressung auf $^1/_3$ seines ursprünglichen Volumens zusammengehen. Das Gewicht der einzelnen Ziegel variirt je nach ihrer Stärke; der Verfasser besitzt deren von 41 Loth, und die meisten überschreiten das Gewicht eines halben Pfundes. Bei einem Durchschnittsgewichte der Ziegel von 30 Loth kann eine Presse in der Stunde wohl mindestens 28 Ctr. produciren, und es wird demnach mit einem Aufwande von 4 Pressen einem bedeutenden Bedarf genügt werden

können. Das Gewicht eines dichten Cubikfußes fand der Verf. stets über 75, sogar 80 Pfd. betragend.

Weshalb Exter gerade die Tafelform für sein Material gewählt hat, ist dem Verfasser unbekannt; dieselbe ist wohl zur Lagerung großer Massen sehr geeignet, ob sie aber die zweckmäßigste für die Feuerung sein soll, ist zu bezweifeln. Es scheint aber, daß sich Ziegel von beträchtlicherer Stärke, ohne zu lamellös und in sich zu schiefrig zu werden, wenigstens von den moosigen Torfsorten nicht darstellen lassen. Günstiger möchten sich hierzu die schwereren Torfsorten erweisen.

Die ganze Anlage ist auf 200,000 Fl. veranschlagt, worin das bereits vorhanden Gewesene indessen nicht mit einbegriffen ist. Die Hälfte dieser Summe ist bis jetzt zur Verwendung gekommen.

Die Gesammtkosten der Maschineneinrichtung belaufen sich auf 50,000 Fl. Die Productionskosten des gepreßten Torfs waren zur Zeit der Besichtigung des Etablissements von Seiten des Verf. noch nicht festgestellt worden, sollen sich aber nach nunmehr erhobenen Ermittelungen, wie eine auf S. 79—80 im Polytechn. Centralbl. mitgetheilte Notiz besagt, auf 16 Kr. der Centner = 4,57 Sgr. belaufen, ein Preis, für welchen der auf nassem Wege gedichtete Torf jedenfalls auch herstellbar ist, und welcher auch für das gleiche Gewicht von gewöhnlichem gestochenen Torf (wenigstens in der Eifel) gefordert wird.

Versuchsweise waren zwischen München und Augsburg 1¾ Cubikfuß des neuen Materials in der Wegstunde auf der Locomotive verbraucht worden, während von dem gewöhnlichen Torfe 11,09 Cubikfuß, also 6,34 mal so viel, erforderlich sind. Nimmt man das Gewicht eines rheinischen Cubikfußes vom gepreßten bayrischen Torfe 75 preuß. Pfund an, so werden die 1,75 bayrischen Cubikfuß etwa zu 106 Pfund wiegen. Da auf den nördlich gelegenen Bahnstrecken Bayerns zu der dort mit Kokes erfolgenden Feuerung 102,36 Pfd. Kokes verwendet werden, so unterstützt dieses die dem Verfasser von Exter gemachte Notiz, daß die bis dahin (August 1857) unternommenen Fahrversuche für das neue Material nahezu die Heizkraft der Kokes ergeben zu wollen schienen. Auch Challeton theilte dem Verf. mit, daß zur Locomotivheizung dem Gewichte noch ⅕ mehr von seinem gedichteten Torfe als von Kokes erforderlich sei. Der gepreßte Torf nimmt aber noch viel weniger Raum ein, als sein Aequivalent Kokes, und damit ist der Erfolg des Materials gesichert.

Die gesammte neue Haspelmooreinrichtung ist eine außerordentlich

Vertrauen erweckende, und verdient die Aufmerksamkeit der Regierungen im vollsten Maße; sie ist das Resultat ausführlicher jahrelanger Versuche, unternommen sowohl in Hinsicht auf die Verwendbarkeit des Torfs selbst überhaupt zum Eisenbahnbetriebe, wie auch zur Auffindung des zweckmäßigsten Verfahrens zur Aufbereitung eines so vielfach dargebotenen Materials. Der Eifer, mit welchem intelligente Kräfte diese Torffabrikationsmethode ins Leben gerufen, die Bereitwilligkeit, mit welcher die bayrische Regierung die zur Begründung des Etablissements nöthigen Summen ausgesetzt hat, sprechen am beredtesten für die Zweckmäßigkeit und Solidität einer Anlage, welcher die Lösung einer wichtigen Aufgabe vollständig gelungen zu sein scheint.

Die Anwendung des Torfs in der Metallurgie. — Nicht minder wichtig, als für den Betrieb der Eisenbahnen, ist der Torf als Heizmaterial für die verschiedensten Industriezweige, namentlich für die Metallproduction.

Nachdem zu Malapane in Oberschlesien die Benutzung von Torf in Hohöfen nicht gelungen war, ergaben spätere Versuche auf der Winkler-Hütte im Falkenburger Kreise (Schlesien) die Durchführbarkeit dieses wichtigen Gegenstandes, wenn man denselben auch um einiger Schwierigkeiten willen fallen ließ. Auf der Tanger-Hütte bei Väthen im Regierungsbezirke Magdeburg wurden bei einer Gichtaufgabe von 20 Cubikfuß gedarrten Torfs von Bremervörde, 10 Cubikfuß Holzkohlen und 6 Cubikfuß Eisenstein sehr günstige Resultate erreicht; beim Versuche, allein mit gedarrtem Torfe zu schmelzen, fiel die Schlacke strengflüssig und das Eisen nicht gar genug aus. Tunner erklärte sich vor einigen Jahren schon für die Anwendung des Torfs im Hohofen neben Holzkohle, sobald die Aufgabe des erstern nicht über 40 Proc. des ganzen Volumens der Brennstoffgicht betrage. Sein Urtheil stützt sich auf die von Herrn v. Kapeller zu Pillersee in Tyrol 1853 gemachten recht günstigen Versuche. Wie weit das Eisenhüttenwerk Achthal im südlichen Bayern in der Benutzung des Torfs bei der Roheisenerzeugung gegangen ist, hat der Verf. nicht erfahren können; ein Bericht darüber befindet sich in der Oesterr. Zeitschrift für Berg- und Hüttenwesen von v. Hingenau 1855. Bedeutendes in der Verwendung des Torfs zur Roheisenfabrikation ist bisher auf den Fürstlich Dietrichstein'schen Eisenwerken zu Ransko in Böhmen erreicht worden, woselbst die Brennstoffgicht 70 Proc. unverkohlten Torf erhält. Dem von der Neustädter Hüttengesellschaft (Neustadt am Rübenberge im Königreiche Hannover) ausgegebenen Prospectus zufolge beabsichtigt dieselbe aus dem Haver-

locher Eisenstein vermittelst Torf(-Kohlen) Roheisen zu produciren und hat der Hüttenmeister Jahn zu Rothehütte den Verbrauch an Torf (-Kohle?) für die wöchentliche Production von 100,000 Pfd. Roheisen von einem Hohofen auf 120,000 Pfd., das Hundert zu 5 Sgr., berechnet. (Das Programm ist nicht ausgeführt.)

Die Benutzung des Torfs in der Umwandlung des Roheisens scheint meistens nur mit günstigem Erfolge durchgeführt worden zu sein. „Die ersten glücklichen Erfahrungen mit der Verwendung des Torfs zum Puddeln", sagt Dr. Gumprecht in Berlin in seinem für die geographische Gesellschaft abgefaßten Gutachten, „wurden von dem Eisenwerkdirector Franz Rischner auf der bayerischen Hütte zu Achthal und Hammerau, Landgericht Laufen, und zwar mit so überraschendem Erfolge gemacht, daß Rischner's Verfahren sofort durch die bekannten Gebr. v. Rosthorn in Kärnthen, welche durch ihre großartigen Unternehmungen in der Eisenindustrie ein vollgültiges Urtheil besitzen, in Anwendung gebracht wurde. Gleiches geschah auf der K. K. Eisenhütte Eben. Ebenso hat man in der neuesten Zeit den Torf auf der Hütte Josephthal bei Chlumetz im Budweiser Kreise von Böhmen mit vollkommenem Erfolge zum Erzschmelzen angewendet." Auf den Hüttenwerken zu Jehoux, Departement des Landes, puddelt man mit Torf ein sehr gutes Eisen und verwendet denselben auch zur Verhüttung der Kolben, welche durch das Streckwerk gehen sollen. Zu Königsbronn in Württemberg benutzte man schon sehr früh künstlich getrockneten Torf mit großem Vortheile in den Flammöfen, in denen das Eisen zum zweiten Male geschmolzen wurde, sowie zu verschiedenen anderen Zwecken.

Als besonders interessant und wichtig darf die Erzeugung und Benutzung der sogenannten Generatorgase an Torf hier nicht unerwähnt bleiben, welche in den letzten Jahren mit so unerwartetem Erfolge zum Puddeln und Schweißen des Eisens durchgeführt worden ist. Der Verfasser führt in dieser Beziehung an: das Eisenwerk des Grafen Stollberg-Wernigerode zu Ilsenburg und die Königl. Hannoversche Rothehütte am Harze, ferner die Eisenhüttenwerke Buchscheiden und Rothenburgahütte in Kärnthen, Kessen in Tyrol und Ebenau im Salzkammergute. Ausführliches über die Torfgaseinrichtungen der vier zuletzt genannten Hütten findet sich in dem im Auftrage des K. K. Finanzministeriums in Wien durch Dr. K. Zerrenner herausgegebenen Bericht betitelt: „Einführung, Fortschritt und Jetztstand der metallurgischen Gasfeuerung im Kaiserthum Oesterreich." Die Société des forges d'Undervelier et Dépendances (Berne)

hatte auf der Berner Industrieausstellung ein vortreffliches, mit Hülfe von Torfgas erzeugtes Stabeisen und daraus gefertigte Werkzeuge, wie Sägen und dergl., ausgestellt, welches sich die Aufmerksamkeit der Besuchenden in hohem Grade erwarb.

Ueber diese indirecte Nutzung der Brennmaterialien zu metallurgischen Zwecken hat bekanntlich der Hüttenmeister Bischoff zu Mägdesprung am Harze vor Jahren schon durch seinen Ofen für Generatorgase alle Fachmänner in Spannung gesetzt und diesen Gegenstand durch die zweite Auflage seines hierauf bezüglichen Schriftchens neuerdings wieder in lebhafte Anregung gebracht.

Wie die Möglichkeit der Benutzung des Torfs in der Eisenindustrie demnach keinem Zweifel unterworfen ist, so wird die Annahme seiner Verwendbarkeit auch für alle sonstigen Metallproductionen mit Recht nicht länger mehr Beanstandung finden.

Die Aufbereitung der Steinkohlen.

Ueber die verschiedenen Methoden, welche im Loire-Becken bei der Aufbereitung der Steinkohlen angewendet werden, enthält das Bulletin de la Soc. de l'ind. min. Bd. 3, S. 417 einen trefflichen Commissionsbericht von dem Bergingenieur Baure zu St. Etienne, aus dem wir hier Nachstehendes mittheilen:

Wichtigkeit der Aufbereitung. — Der Zweck dieser Arbeit ist die Fortschaffung des Schiefers, des Kieses und der erdigen Substanzen, kurz aller nachtheiligen Theile, welche die Förderkohle enthält. Eine solche Reinigung ist fast immer nothwendig, wenn man Kokes von geringem Aschengehalte zur Locomotivfeuerung, oder recht brauchbare Kokes zum Hohofenbetriebe darstellen will. Endlich leistet die Aufbereitung auch gute Dienste bei Kohlen, die zur Gasfabrikation oder zur Bereitung künstlicher Kohlen verwendet werden. Man wird daher einsehen, daß die Bergbautreibenden in dem reichen Loire-Becken sich mit größtem Eifer mit allem Dem beschäftigen mußten, was mit einer so wichtigen und zu gleicher Zeit so verwickelten Frage in Verbindung steht. Nun sind nicht allein alle schon bekannten und an andern Orten benutztenn Apparate (jedoch mit Ausnahme der Meynier'schen) versucht, sondern es sind mehrere neue Processe mit Erfolg versucht. So kennt man denn in diesem Augenblicke (1857) im Steinkohlenbecken von St. Etienne und Rive-de-Gier nicht weniger als zwölf Waschapparate.

Classification der Aufbereitungsapparate. — In den verschiedenen Apparaten dieser Art, von denen in dem vorliegenden

Bericht die Rede sein wird, wirkt das Wasser auf dreierlei verschiedene Weise, nämlich:

1. durch intermittirende Hebung und ohne Wegspülung;
2. durch continuirliche Hebung und Wegspülung oder Wegführung;
3. durch intermittirende Hebung und Wegführung. *)

Die erste Klasse umfaßt:

1. Das Setzfaß mit Kolben, der durch Menschenhände oder mittelst einer horizontalen Welle mit Excentrik oder Daumen bewegt wird. **)

2. Setzmaschinen von bedeutenden Dimensionen, die durch eine Dampfmaschine betrieben werden, z. B. die zu Reveux von Herrn Baure vorgerichteten.

3. Der auf dem St. Simons-Schachte der Concession von Monthieux im Betriebe stehende Apparat.

Die zweite Klasse hat nur zwei Gattungen von Apparaten, nämlich:

1. Die Wäschen mit fließendem Wasser, die nichts als die bekannten Schlammgräben sind;

2. Der von Herrn Lombard construirte mechanische Apparat, der zu Firmeny und in der Chazotte benutzt wird.

Zu der dritten Klasse gehören:

1. Die Maschine mit drei Setzgefäßen von Herrn Bérard;

2. der locomobile Apparat desselben;

3. die Wäsche, auf welche Herr Marsais patentirt, und die auf den vereinigten Hütten zu Givors im Betriebe ist;

4. der schon seit langer Zeit bei den Gruben zu Quartier-Gaillard und von Montsalson gebräuchliche Apparat;

5. die Wäsche der Herren Girard und Flachon;

6. der bei den Gruben zu Brassav vorgerichtete Apparat, auf den Herr Meynier patentirt ist;

7. der von Herrn Ract-Madoux erfundene und zuerst in der Varizelle, Concession von St. Chamond, angewendete Apparat.

---

*) Die Windseparation ist wiederholt bei der Erzaufbereitung angewendet worden, jedoch nur mit geringem Erfolge, der sich bei der Kohlenaufbereitung noch mehr herausstellen würde. (Preuß. Zeitschr. Bd. II. Abth. A, S. 393.)

**) Diese Art der Steinkohlenaufbereitung ist bereits vor mehr als 30 Jahren auf den Burgker Kohlenwerken im Plauenschen Grunde bei Dresden und seitdem fortwährend angewendet worden, und zwar ist der verstorbene Werksfactor Kneisel, ein Mansfelder, als der erste Erfinder anzusehen!

H.

Diese Classificirung scheint weit rationeller als die, auf die mechanische Organisation der Wäschen begründete, zu sein. Wir werden daher diese verschiedenen Apparate in der hierüber angegebenen Ordnung kennen zu lehren suchen.

Der von der Commission bei der Untersuchung befolgte Gang. — Die zahlreichen Steinkohlen-Aufbereitungs-Apparate, die mit einander verglichen werden mußten, behandeln die Kohlen auf sehr verschiedenartige Weise. Bekanntlich bietet die Reinigung gewisser Kohlen sehr bedeutende Schwierigkeiten dar, entweder weil sie sogenannten harten (crus) Schiefer enthalten, dessen Dichtigkeit wenig von der reinen Kohle verschieden ist, oder weil die Kohlen sehr zerreiblich oder milde sind und sehr viel thonige Theile enthalten, die im Wasser einen dicken Teig bilden, der den Schiefer mechanisch zurückhält. Man sieht daher, daß die von den verschiedenen Processen täglich gegebenen Resultate nicht zur Vergleichung dienen können. Es hat daher die Commission, so viel als thunlich, dieselben Steinkohlen in einer gewissen Anzahl von Apparaten untersucht.

So ist z. B. die durch ein Rätter geworfene oder separirte Kohle des St. Claude-Schachtes (13. Flötz des Beckens, Concession von Méons) aufbereitet:

1. In einem Kolbensetzfasse, welches durch Menschenhände in Betrieb gesetzt wird;
2. in dem Bérard'schen Apparat mit drei Setzkästen;
3. in der gewöhnlichen Wäsche mit fließendem Wasser;
4. in dem gemischten Apparate, den Herr Ract-Madoux in der Varizelle vorgerichtet hat;
5. in der großen Setzmaschine zu Reveux.

Es sind ferner die sehr unreinen Staubkohlen vom Napoleonsschacht (Concession von St. Chamond) in den vier ersten der soeben aufgeführten Apparate aufbereitet worden.

Endlich sind die Kohlen vom Loire-Schacht (Concession von Quartier-Gaillard) gewaschen: 1. Mittelst des Verfahrens der Herren Girard und Flachon; 2. mit dem Apparat, den Herr Houpert bei den Montsalson-Gruben vorgerichtet hat; 3. mittelst des gewöhnlichen Kohlensetzfasses, welches als Vergleichungspunkt genommen werden konnte und die Verbindung dieser Versuche mit den vorhergehenden gestattet.

Die Commission hat sich nicht darauf beschränkt, für jeden Apparat die Menge der in 10 Arbeitsstunden aufbereiteten rohen Kohlen und das über die aufbereiteten Kohlen, Schiefer und Schlamm er-

langte Verhältniß zu bestimmen. Sie hat es auch außerdem für erforderlich erachtet, diese Beobachtungen durch Arbeiten im Laboratorum von großem Interesse zu vervollständigen. Sie hat jedes bei den verschiedenen Versuchen erlangte Product zwei Analysen unterworfen, von denen die eine das Verhältniß des Aschengehaltes, die andere dagegen das Gesammtgewicht der unreinen Substanzen angab. Diese Analysen gestatten es zuvörderst, die Menge des Schiefers und der Asche, die durch die Aufbereitung entfernt worden sind, zu vergleichen; sie gewähren außerdem das Mittel, es zu erkennen, ob die reinen Kohlen gehörig von den Schiefertheilen getrennt sind, und ob der Schlamm nicht auch eine wesentliche, sehr fein zertheilte Kohlenmenge enthält, die dann verloren geht.

Allgemeine Betrachtungen. — Ehe wir die verschiedenen Processe der Kohlenaufbereitung, mit denen Versuche angestellt worden, beschreiben, wird es zweckmäßig sein, einige allgemeine Betrachtungen hauptsächlich über die Kohlensetzmaschinen mit festem Siebe anzustellen, welche sich aber auch auf die mit beweglichem Siebe anwenden lassen.

1. Ehe die Steinkohlen zur Aufbereitung kommen, müssen sie nach der Größe der Stücke separirt werden, sei es nun durch feste übereinander liegende, oder durch bewegliche, schwach geneigte Rätter oder Siebe.

In theoretischer Beziehung würde die Aufbereitung unter den bestmöglichsten Umständen erfolgen, wenn die Separation eine vollständige wäre, d. h. wenn stets nur Kohlen von gleicher Größe der Stücke für sich gewaschen werden könnten. Es gehört aber nicht in den Bereich unserer Untersuchungen, dieselben auch auf ein genaueres Studium der Separationsarbeiten und auf die Erörterung des Einflusses, den die Größe und Form der Körner auf die Wäscharbeit ausübt, auszudehnen, sondern wir müssen uns auf einige kurze Angaben beschränken.

Zuvörderst müssen wir bemerken, daß es nicht nöthig ist, die Separation bei den Steinkohlen so weit zu treiben, als bei Erzen, wie Bleiglanz, Blende &c. Es ist dies eine ganz natürliche Folge der verschiedenen Verhältnisse der Dichtigkeit der Kohlen und der Erze unter Wasser.

So muß man unter Anderm berücksichtigen, daß es sehr schwierig, wenn nicht unmöglich ist, sehr feine Staubkohlen für sich allein, selbst mittelst Kolbensetzmaschinen, aufzubereiten, weil sie leicht zu Teigbildungen Veranlassung geben würden, welchen Teig das Wasser

nicht mehr durchdringen kann. Man erleichtert die Aufbereitung dieser Staubkohlen, wenn man sie mit gröberem Kohlenklein vermengt; es heißt dies also, daß es in dieser Beziehung bedeutende Nachtheile haben würde, in der Separation eine zu große Verbesserung suchen zu wollen. Es wird dies durch die nachstehende Thatsache bestätigt. In der von Herrn Bérard zu St. Etienne eingerichteten Setzmaschine mit drei Kästen hat man nach langer Erfahrung darauf verzichtet, die Kohlen in drei Klassen zu separiren und jede Klasse für sich aufzubereiten. — Jetzt wirkt dieser Separationsapparat als einfacher Vertheiler, und in den drei Spitzkästen wird Kohlenklein von gleicher Größe verwaschen.

2. In den Kolbensetzmaschinen mit festem Siebe ist es zweckmäßig, den Kolben recht langsam zu heben.

Wenn nämlich die Wasserschicht, welche durch das Sieb getrieben worden ist, eine zu schnelle rückgängige Bewegung hat, so wirkt es auf alle in ihm hängende Bruchstückchen, beschleunigt ihren Niederfall und verhindert auf diese Weise die Separation der auszuscheidenden unreinen Substanzen. Der feine Kohlenstaub wird durch die Drahtsiebmaschen geführt und vermehrt das Verhältniß der Schlämme. Wenn aber der Absatz in ruhigem oder mit einer geringen fallenden Geschwindigkeit begabtem Wasser stattfindet, so erfolgt die Separation nach Ordnung der Dichtigkeit unter bessern Bedingungen.

Die Zurückhaltungsklappe in dem Wäschapparate Meyniers hat denselben Zweck, um im Moment des Absatzes die rückgängige Bewegung des Wassers, welches durch den Kolben aufwärts getrieben worden ist, zu verhindern.

Herr Baure hat bei dem zu Reveux im Betriebe stehenden Apparat, um zu demselben Resultate zu gelangen, eine Zeitlang einen Katarakt angewendet, der nach jedem Kolbenniedergange eine Zeit der Ruhe bestimmte. Die Erfahrung hat jedoch bewiesen, daß zur Erreichung einer guten Aufbereitung es nicht erforderlich sei, den Absatz in einer absolut unbeweglichen Flüssigkeit zu bewirken. Es reicht hin, daß die niedergehende Geschwindigkeit gering sei. Man hat daher auch zu Reveux den Katarakt wieder abwerfen zu können geglaubt, da er den Apparat, ohne einen wesentlichen praktischen Nutzen zu haben, verwickelte.

Der Niedergang des Kolbens muß schneller erfolgen. Man weiß, daß alle feinen Staubkohlen, die nicht körnig sind, nur schwierig von dem Wasser zu durchdringen sind, und daß viele von diesen Kohlen mit dem Wasser einen Teig bilden, der die Schiefer umgiebt

und ihren Niederfall verzögert. Nun ist es klar, daß, wenn man die aufzubereitenden Substanzen mit einer gewissen Geschwindigkeit hebt, man sie schneller durchweicht und die Adhäsion der Körner von verschiedener Beschaffenheit trennt. Zu gleicher Zeit werden die leichtesten Theilchen am höchsten gehoben, wodurch ihre Separation beschleunigt wird.

Es darf aber die niedergehende Bewegung des Kolbens eine gewisse Grenze nicht überschreiten, denn wenn die aufzubereitenden Substanzen zu schnell gehoben, würden die Schiefertheile zu hoch geworfen werden, wodurch die begonnene Separation jeden Augenblick gestört werden müßten.

3. Die Separation des Schiefers wird um so vollständiger und schneller erreicht werden können, eine um so dünnere Schicht die aufzubereitende Kohle auf dem festen oder beweglichen Siebe bilden wird. Dieses Princip, welches besonders dann richtig ist, wenn die Kohlen mit dem Wasser einen Teig bilden, ist zu augenscheinlich, um einer weitern Erläuterung zu bedürfen.

4. In dem Kolbenkasten muß sehr sorgsam Alles vermieden werden, was beim Absatz auf dem Siebe einen Druck auf die aufzubereitenden Substanzen veranlassen könnte. Wenn die Kohlen zu dicht und zu fest liegen, so kann das sie durchdringende Wasser seine rückgängige Bewegung nicht ausführen und es entsteht alsdann unter dem Rost eine größere oder geringere Leere. Ist nun der Kasten oder Trog hinreichend gut construirt, daß keine Luft eindringen kann, so sucht die atmosphärische Luft das Sieb zu zerreißen und einen solchen Druck auf die Seitenwände des Kastens auszuüben, daß der ganze Apparat leiden muß. Wenn dagegen die Luft in die Fugen eindringen und die Leere, welche sich gebildet hat, ausfüllen kann, so entweicht diese Luft beim Niedergange des Kolbens mit Heftigkeit durch die auf dem Siebe liegende Masse und vermengt den Schiefer mit der reinen Kohle. Man verhindert diese großen Nachtheile, wenn man nur dünne Schichten verarbeitet, indem man so viel als thunlich die feinen Staubkohlen mit körnigen vermengt und mit der größten Sorgfalt Alles vermeidet, was das geringste Ansaugen veranlassen könnte. Zu dem Ende ist es zweckmäßig, vielen Spielraum rings um den Kolben zu lassen; auch kann man unter dem Boden des Kolbens Klappen anbringen, die sich bei der aufgehenden Bewegung öffnen. Auch in dieser Beziehung ist es zweckmäßig, einen nur langsamen Kolbenaufgang zu bewirken.

5. Es scheint auf den ersten Blick, daß durch möglichst große Er-

hebung der aufzubereitenden Kohlen die Wäsche derselben beschleunigt werden könne. Es hat aber die Erfahrung bewiesen, daß es nicht zweckmäßig ist, die Charge in den kleinen, mit dem Arm bewegten Setzsieben mehr als 2 Centimeter zu erheben. Diese Höhe ist hinreichend, so daß Körner von verschiedener Dichtigkeit über einander weggleiten und sich separiren können. Sobald man aber die obige Grenze übersteigt, so erfolgt die Wäsche minder gut, was wahrscheinlich von folgenden Umständen herrührt. Treibt man eine große Wassermenge durch das Sieb, so vergrößert man die Leere, die sich im Innern des Kastens zu bilden versucht, ein Umstand, der, wie wir bereits sahen, bedeutende Nachtheile hat. Zu gleicher Zeit wirkt das Wasser nicht so gleich- und regelmäßig auf die Charge und sucht an irgend welchen Punkten sich Luft zu machen.

Eintheilung dieses Berichts. — Es zerfällt dieser Bericht in zwei Abtheilungen: in der ersten wird die Beschreibung verschiedener Apparate mitgetheilt und es werden ihre Anlagekosten angegeben; in der zweiten werden die Resultate der Untersuchungen, sowie die daraus zu machenden Folgerungen auseinander gesetzt.

Anlagekosten. — Zum Chargiren oder Einbringen der Kohle in die Wäschen sind verschiedene Verfahrungsarten in Anwendung.

Bei den Apparaten der Herren Bérard und Lombard wendet man eine Kette mit Kästen, ein sogenanntes Paternosterwerk an, welche jedesmal geringe Mengen von Kohlen, aber ununterbrochen auf die Setzapparate auswirft.

Bei der Setzwäsche zu Reveux werden durch Vorrichtungen mit Schwengeln 4 bis 5 Hektoliter Kohlenklein auf einmal auf jeden Kasten gebracht.

Am häufigsten werden aber die Kohlen durch Wagen oder Karren zu den Apparaten gebracht und dann mit Schaufeln auf die Siebe geworfen.

Ebenso wird bei manchen Apparaten die aufbereitete Kohle auf Haufen geworfen, um abzulaufen und etwas zu trocknen, ehe sie weggeschafft wird, während sie bei andern von dem Setzapparat sofort auf die Wagen kommt.

Da diese verschiedenen Transportmittel im Allgemeinen auf alle Aufbereitungssysteme angewendet werden können, so war es zweckmäßig, die Chargirung und die dazu verwendeten verschiedenen Werkzeuge ganz unberücksichtigt zu lassen und die Apparate nur auf die zum Waschen oder Aufbereiten erforderlichen Organe zu reduciren. Bei der Kostenangabe werden daher die Kosten für Chargiren der

rohen und für Wegschaffen der aufbereiteten Kohlen ganz weggelassen und ebenso auch die Kosten für die dazu verwendeten Werkzeuge und Apparate.

Aus demselben Grunde werden auch die Kosten für die Schoppen, welche die Aufbereitungsapparate gegen Wind und Wetter schützen, unberücksichtigt gelassen.

I. Die Apparate der ersten Klasse.

1. **Kolbensetzmaschine, die von Menschen bewegt wird.** — Das Setzfaß, welches im Loire-Becken (wie auch anderwärts) zu den ersten Wäschversuchen benutzt wurde, wird noch jetzt bei sehr vielen Kohlenwerken, Verkokungsanstalten und Fabriken künstlichen Brennmaterials angewendet. Es hat seine ursprüngliche Form vollkommen erhalten und hat nur in einigen Einzelheiten Verbesserung erlangt.

Unsere Quelle hat eine solche Setzmaschine abgebildet, jedoch sind dieselben hinlänglich bekannt und werden daher aus der nachstehenden kurzen Beschreibung vollkommen deutlich werden; wir nehmen dabei eine gut eingerichtete Setzmaschine der Méons-Concession bei St. Etienne an.

Der Setzkasten hat einen länglich viereckigen Querschnitt, besteht aus starken tannenen Brettern und ist von eisernen Bändern umgeben. Ein senkrechter Scheider theilt den Kasten in zwei ungleiche Hälften, die aber unten mit einander in Verbindung stehen. In der kleinsten Abtheilung bewegt sich ein Kolben, der aus einem Kasten von Brettern, ebenfalls von länglich viereckiger Gestalt, besteht. Er ist mit einer Stange verbunden, an deren oberm Ende sich ein langer, um einen festen Punkt schwingbarer Hebel dreht, der an seinem andern Ende ein Gegengewicht trägt.

Der mehrere Centimeter breite Spielraum rings um den Kolben hat hauptsächlich den Zweck, das Ansaugen zu vermeiden, was bekanntlich einen sehr nachtheiligen Einfluß hat.

Um den Kolben in Bewegung zu setzen, faßt ein Arbeiter einen Griff, der durch eine am vordern Ende drehbare senkrechte Stange geht.

Im Innern der großen Abtheilung ist ein horizontaler hölzerner Rost, dessen Stäbe 3 bis 4 Zoll (0,08 bis 0,10 Meter) hoch und 4 Zoll breit sind. Auf diesem hölzernen Rost liegt ein Siebboden von Draht, dessen Maschen um so enger, je weniger thonig die Kohlen sind und je geringer ihre Tendenz zur Teigbildung ist. Ein ein-

ziges feines Sieb würde bald unbrauchbar werden, weshalb man es auch zwischen zwei gröbern anbringt, die es halten und gegen die Stöße der Schaufel schützen. Sind die Waschwasser saure, wie es fast immer in Kohlenwerken der Fall ist, so muß man Siebe von Messingdraht anwenden. Die Maschen der oben und unten liegenden Schutzsiebe haben 2 bis 3 Millimeter im Quadrat, während das in der Mitte befindliche nur Maschen von 1/2 Millim. hat.

Ein mit parallelen Stäben versehener eiserner Rahmen trennt die gereinigte Kohle von dem Schiefer. Ist es nun einerseits vortheilhaft, diesen Rahmen so hoch als möglich anzubringen, um nicht genöthigt zu sein, die Steine zu häufig herauszunehmen, so hindert man doch andrerseits durch eine zu dicke Schieferschicht die Wassercirculation, wodurch die Arbeit sehr benachtheiligt wird. Die Schieferschicht muß eine Dicke von 8 bis 12 Centim. haben, je nachdem die Kohlen mehr oder weniger thonig sind.

Das Drahtsieb hat Dimensionen von 1,50 auf 1,52 Met. und hat eine Oberfläche von 2,28 Quadratmeter. — Der Kolben hat 1,50 auf 0,50 Meter, d. h. 0,75 Quadratm., das Oberflächenverhältniß ist daher das von 1/3; jedoch beträgt es in andern Kohlenwäschen häufig auch 1/4, sehr selten 1/5.

Bei jedem Waschproceß wirft der Arbeiter 1 1/4 bis 1 1/2 Hektoliter Kohlenklein auf das Sieb. Wenn nun der Wasserstand in dem Setzkasten fast die obere Fläche der Kohlen erreicht hat, so setzt der Arbeiter den Kolben etwa 1 bis 1 1/2 Minute in Bewegung, während welcher Zeit derselbe 60 bis 65 Stöße macht.

Die Erfahrung hat gezeigt, daß es nothwendig sei, daß der Wäscher fortwährend mit seinem eisernen Rechen die Kohlen durcharbeite, damit das Wasser so schnell als möglich die ganze, mehr oder weniger zusammenbackende Masse durchdringt, welche sich dem Niedersinken des Schiefers widersetzt. Nur am Ende des Processes unterbleibt das Durcharbeiten, damit sich die Materialien nach ihrer Dichtigkeit absetzen können.

Die Anzahl der Kolbenstöße, welche zur Aufbereitung von Förderkohlen mit 15 Procent Asche erforderlich sind, so daß die aufbereitete Kohle nur etwa 3,5 Proc. Asche behält, beträgt 65, denn bei weitern Stößen oder Zügen bleibt der Aschengehalt derselbe.

Sobald die Separation des Schiefers bewirkt worden ist, hebt der zweite Arbeiter den Kolben, um den Rücktritt des Wassers in die kleinere Abtheilung des Kastens zu erleichtern und um die gereinigte Kohle abtrocknen zu lassen. Der erste Arbeiter nimmt alsdann

die oberste Kohlenschicht weg, indem er die Schaufel auf den Stäben des obern Gitters hingleiten läßt.

Nach einer gewissen Anzahl von Processen, wie der beschriebene, wird der ganze Raum zwischen dem obern Gitter und dem Drahtsiebe von Schiefer ausgefüllt. Der Arbeiter unterbricht alsdann das Waschen, hebt den Rahmen mit dem obern Gitter empor und wirft den steinigen Rückstand mit der Schaufel aus dem Raume bis zum Siebe heraus; hebt jedoch den obersten Theil, der noch viel Kohle enthält, besonders ab, da er wieder zur Verarbeitung kommt.

Die durch das Sieb gehenden Schlämme sammeln sich am Boden des Kastens und werden gewöhnlich am Ende jeder Schicht ausgeschlagen, zu welchem Ende Gitter- und Siebrahmen, sowie auch ein Stöpsel, der eine Oeffnung an der Seite, in der halben Höhe des Kastens hat, herausgenommen werden. Der Schlamm bleibt im Kasten zurück und wird, wenn er sehr zähe ist, mit der Schaufel ausgestochen oder, wenn er noch flüssig ist, durch eine untere Oeffnung abgelassen; er fließt alsdann in einen Sumpf ab.

Gewöhnlich stehen mehrere Setzwäschen mit einem höher liegenden Wasserbehälter in Verbindung, von dem jede das erforderliche Wasser mittelst einer Röhre mit Hahn zugeführt erhält.

Die aufzubereitenden Substanzen werden in der Setzwäsche abwechselnd von dem Wasserstrom, gegen den der Kolben drückt, gehoben und dann der Einwirkung der Schwere überlassen. Die Separation nach der Dichtigkeit wird während der Rückkehr des Wassers in die Kästen bewirkt. Diese rückgehende Bewegung des Wassers muß aber möglichst langsam sein, was hier sehr gut erreicht wird, indem der Aufgang des Kolbens nur durch den Wasserdruck und durch die Wirkung eines geringen Gegengewichts erlangt wird. Der Arbeiter drückt den Kolben nur nieder und dann hat eine größere Geschwindigkeit des Wassers keine Nachtheile. — Auch hat die Erfahrung bewiesen, daß die aufzubereitenden Kohlen nur höchstens 2 Centimeter (³/₄ Zoll) gehoben werden müssen, da sich sonst die feinen Schiefertheile erheben und die gröberen Kohlentheile in der Schieferschicht auf dem Siebe liegen bleiben.

Ein solcher Setzapparat kostet zu Méons 520 Francs, und es können mit demselben täglich 7500 Kilogramm (150 Zollctr.) aufbereitet werden, von denen 100 Kilogr. bei den dortigen hohen Löhnen von 2¹/₂ Francs für einen Wäscharbeiter, 7,7 Centimes kosten. Der Wasserverbrauch beträgt etwa 25 Proc. von dem Gewicht der aufbereiteten Kohlen. Der Gewichtsverlust des Haufwerks etwa 12 Proc.

Wendet man eine gewisse Anzahl solcher Setzwäschen an, die man neben einander stellt, so kann man an Arbeitslöhnen wesentlich sparen, wenn man sie mittelst einer liegenden Welle mit Excentriken, durch Wasser- oder Dampfkraft betreibt. Im Loire-Becken giebt es solche Einrichtungen nicht, wohl aber bei Frameries, bei Bessèges und bei Charleroi in Belgien. Wir wollen einige Bemerkungen über einen dieser Apparate machen, soweit dies ohne die unsere Quelle begleitenden Abbildungen thunlich ist.

Die Gruben bei Bessèges schütten Backkohlen mit bedeutendem Schwefelkies. Die Förderkohlen geben 23 bis 25 Proc. Asche, die durch die Aufbereitung bis auf 10 Proc. vermindert wird.

Die Setzkästen sind kleiner als die im Loire-Becken angewendeten; die größere Abtheilung hat einen quadratischen Querschnitt und 1,10 Meter lichte Weite, wogegen der Kolben 1 Meter lang und 0,60 Meter breit ist. Er hat 0,20 Meter Lauf und erhält seine Bewegung von einer Dampfmaschine; es liegen 24 solcher Setzwäschen in einer Reihe und je zwei sind gekuppelt. Die niedergehende Bewegung des Kolbens wird durch Excentriks bewirkt, die an der gemeinschaftlichen Welle angebracht sind.

Beim Einbringen der zu waschenden Kohlen, beim Entleeren des Kastens von gewaschenen, von Schiefer und Schlämmen, muß die Kolbenbewegung einer jeden einzelnen Wäsche unterbrochen werden können, während die andern weiter betrieben werden. Es ist zu dem Ende ein sehr sinnreicher selbstwirkender Apparat angebracht, der sich jedoch ohne Abbildungen nicht verdeutlichen läßt.

Die Dimensionen des Kolbens sind der Art berechnet, daß der Wasserstand in der großen Abtheilung des Kastens um 10 bis 12 Centimeter schwankt. — Wie schon bemerkt, sind stets zwei Wäschen, die von einem Arbeiter bedient werden, gekuppelt. Jede Wäsche reinigt täglich 5 Tonnen (à 20 Ctr. oder à 1000 Kilogr.) Während die eine chargirt oder dechargirt wird, wäscht die andere, so daß der Arbeiter keine Zeit verliert.

Der Abgang, den die Kohle erleidet, beträgt 20 Procent.

Die Unterhaltungs- und Amortisationskosten für den Wäschapparat betragen auf die Tonne aufbereiteter Kohlen etwa 5 Centimes; die Gesammtkosten der Aufbereitung, jedoch mit Ausnahme der Unterhaltungskosten für die Dampfmaschine, belaufen sich daher auf 25 Cent. oder 1/4 Franc per Tonne.

2. Kohlenwäsche, die von Herrn Baure bei den Kohlenwerken von Reveux vorgerichtet ist. — Diese Wäsche

muß zweierlei Kohlensorten reinigen, nämlich: 1. sehr unreine Staubkohle, welche durch das Rätter fällt, auf das die Förderkohlen ausgestürzt werden; 2. klare Kohlen von einem andern Flötz. — Die erstere Kohlensorte ist erdig und giebt, mit Wasser vermischt, zähen Schlamm, während die zweite, von den obern Flötzen, reiner und körniger ist, weil sie mehr aus zerkleinerten Stückkohlen besteht. Durch Vermengung beider Kohlensorten wird die Aufbereitung erleichtert.

Die Setzkolben werden durch eine kleine, einfach wirkende Setzmaschine betrieben. Die Setzmaschinen unterscheiden sich übrigens von den mit der Hand betriebenen nur durch ihre Dimensionen und einige Vorrichtungen, deren Zweck Erleichterung der Arbeit ist.

Der Setzkasten mit einem aus Weidenruthen geflochtenen Siebe hat einen Querschnitt von 2,30 Meter im Quadrat und eine gesammte Höhe von 1,75 Meter. Der Kasten, in welchem der Kolben sich bewegt, ist im Querschnitt 2,30 Meter lang, 1,02 breit und 2,15 Meter hoch.

Der Siebboden von Weidenruthen wird von auf der hohen Kante stehenden Eisenstäben getragen. 0,07 Meter über diesem Siebboden befindet sich ein eisernes Gatter, und der Raum zwischen beiden nimmt den Schiefer auf; in dem untern Theile des Kastens häuft sich der Schlamm an, der durch eine Thür mit Schaufeln ausgeschlagen wird.

Die Kolben sind längliche viereckige Kästen von Fichtenholz, wie die Kästen, 1 Meter hoch; am Boden haben sie Klappen, die während des Niederganges durch dagegen drückende Federn geschlossen, während des Aufganges aber geöffnet bleiben. Die Kolbenstange ist mit der des Dampfcylinders durch einen einarmigen Hebel verbunden.

Das Kohlenklein wird mittelst einer Stürzvorrichtung in die Setzkasten entleert, und in demselben mit einer Kratze ausgezogen, worauf der Kolben 50 bis 60 Stöße giebt, je nachdem die Kohle mehr oder weniger rein ist. Die zu waschenden Kohlen müssen vorher gehörig vom Wasser durchdrungen sein. Die Arbeiter durcharbeiten die Masse mit dem Rechen bis kurz vor Beendigung der Arbeit, damit die Separation nach den Dichtigkeiten gehörig erfolgen kann. Dann hebt man den Kolben so hoch als thunlich, so daß das über dem Siebboden befindliche Wasser schnell ablaufen und man die aufbereitete Kohle leicht wegnehmen kann. Es geschieht dies mit Schaufeln und es wird die Kohle unmittelbar in blecherne Wagenkasten geworfen, welche auf einer Schienenbahn gehen. Die Setz-

kasten haben zu bedeutende Dimensionen, um die gewaschene Kohle mit einer mechanischen Krücke (racloir) austreiben zu können. Auch haben die Apparate dieser Art nicht die wesentlichen Vortheile, wenn die Kohlen lettig sind. Da in diesem Falle sehr viel Wasser mit herausgeht, so müssen vor dem Setzkasten geneigte Metalldrahtsiebe angebracht sein. Das Einladen in die Wagen, welche die Waschkohle zu den Verkokungsöfen führen, muß alsdann mit Schaufeln bewirkt werden. Auch wird der Abgang an Kohlen durch die Theilchen erhöht, die das Wasser stets mit sich führt. — Der Schiefer wird wie bei den Handsetzmaschinen herausgenommen.

Eine solche Dampfsetzmaschine kostet etwa 4500 Francs, jedoch ohne die Wagen, welche die Materialien zu- und abführen und ohne den Schoppen über dem Apparate.

Man kann mit dem Apparate in 10 Arbeitsstunden 70,000 Kilogr. klare Kohlen aufbereiten.

Aufbereitungskosten. — Zur eigentlichen Wäscharbeit sind 4 Arbeiter nöthig; dieselben ziehen die Kohlen auf die Siebböden, nehmen gewaschene Kohlen und Schiefer weg, stechen nach jeder Schicht die Schlämme aus; außerdem ist auch ein Maschinenwärter beschäftigt. Das Waschen von 100 Kilogramm klaren Kohlen kostet mit Berücksichtigung der Zinsen vom Anlagecapital und der Amortisation 0,028 bis 0,029 Francs. — Der Wasserverbrauch beträgt, ohne die erste Füllung, etwa 25 Procent vom Gewicht der Waschkohlen.

3. Waschapparat des Herrn Gervais bei den Kohlenwerken von Monthieux. — Die Förderkohlen werden auf mehrere über einander liegende Separationsrätter ausgestürzt und dadurch in mehrere Klassen sortirt. Die feinsten Staubkohlen gelangen sofort zur Verkokung, wogegen die kleinen Kohlen (chatilles, dragées) im Loire-Becken erst, nachdem sie aufbereitet worden sind, zur Verkokung kommen.

Die zu waschende Kohle wird auf ein Sieb oder ein gelochtes Blech gestürzt, welches sich in einem mit Wasser angefüllten Kasten senkrecht auf- und niederbewegt. Es bildet dieses Sieb den Boden eines blechernen Kastens von 1,30 Meter Länge, 1,24 Meter Breite und 0,77 Meter Höhe.

Der aus starken Bohlen bestehende Kasten, in welchem sich der blecherne Kasten mit dem Siebboden bewegt, enthält eine constante Wassermenge. Die Bewegung des Siebkastens erfolgt durch eine einfach wirkende Dampfmaschine, deren Cylinder auf dem Gerüst des

Setzapparates angebracht ist; der Kolbenlauf wird von dem Maschinenwärter mittelst eines Schiebers durch die Hand regulirt. Der Kolben hebt den Siebkasten, der durch sein eigenes und ein Gegengewicht wieder herabfällt.

Wenn der Siebkasten auf seinem niedrigsten Standpunkte, auf dem Gerüste aufsteht, so wirft man 4 — 5 Hektoliter klare Kohlen auf das Sieb und setzt die Dampfmaschine in Bewegung. Nach einer Anzahl von Schwingungen, die nach der Beschaffenheit der Steinkohle verschieden ist, nimmt der Schiefer den untersten Theil des Kastens ein. Der Kolbenlauf beträgt gewöhnlich 0,10 Meter.

Sobald das Waschen beendigt ist, hebt man den Kolben mit Sieb oder blechernem Kasten bis zu einer gewissen Höhe und befestigt ihn in derselben. Es wird alsdann ein Apparat angewendet, um die Waschkohle von dem Siebe herunter zu schieben. Der Schieber ist eine Blechplatte, die bei ihren horizontalen Bewegungen geleitet wird, während dieselben von einer kleinen horizontalen Dampfmaschine veranlaßt werden, deren Kolbenlauf ebenfalls durch die Hand des Maschinenwärters regulirt wird. Der Schieber muß langsam und nicht stoßweise wirken. — Die Einzelheiten dieser complicirten Construction zu beschreiben, ist ohne Abbildungen nicht thunlich, auch ist die Zweckmäßigkeit dieses Apparates noch nicht hinlänglich erwiesen.

Die von dem Siebe herabgeschobene Waschkohle fällt auf einen geneigten Bretterboden, von wo ab sie mittelst Schaufel in den Wagen geladen wird, die sie zu den Verkokungsöfen führen. Das Wasser fließt durch ein Sieb in einen Sumpf, in welchem sich die feinen Schlämme absetzen.

Der Schiefer wird nach einer gewissen Anzahl von Wäschen, nachdem die Waschkohle von dem Siebe abgeschoben ist, mit der Schaufel entfernt.

Der Apparat ist ganz speciell zur Aufbereitung klarer Kohlen eingerichtet; fragt man nun, ob er auch zur Aufbereitung der Staubkohlen oder des Kohlenkleins (mit vielem Schiefer vermengt) zweckmäßig sei, so muß man dies verneinen.

Um sich Rechenschaft von den Resultaten zu geben, welche man bei der Aufbereitung von Staubkohlen erhalten würde, müssen wir auf einige Details eingehen. Wir bemerken, daß der Lauf des Kolben- und Siebkastens 0,10 Meter beträgt und daß das zu setzende Kohlenquantum von 4 bis 5 Hektolitern auf dem Siebe eine Schicht von 0,28 Meter im Durchschnitt bildet. Nun sahen wir aber bei Prüfung der Grundsätze, welche der Construction der Kolben-Setz-

maschinen zu Grunde gelegt werden müssen, daß, um die Aufbereitung möglichst vollkommen und schnell auszuführen, es zweckmäßig sei: 1. der Charge eine geringe Dicke (8—10 Centimeter höchstens) zu geben; 2. die Kohle nicht mehr als höchstens 2—3 Zoll zu heben. Diese Grundsätze scheinen bei dem vorliegenden Apparate gehörig angewendet worden zu sein; man kann sich von demselben wohl ohne Nachtheile entfernen, wenn man klare Kohlen von fast gleichem Korn aufzubereiten hat, durch welche das Wasser leicht circuliren kann. Anders verhält es sich aber mit Staubkohlen, besonders wenn sie lettig sind; man würde, wenn man solche mittelst dieses Apparates aufbereitete, sehr viel Schlämme erhalten.

Die Anlagekosten für den Apparat belaufen sich auf etwa 4500 Francs. Die Leistung desselben besteht in der Aufbereitung von 25,250 Kil. roher Kohle in 10 Arbeitsstunden. Die Aufbereitungskosten belaufen sich auf 5,20 Centimes für 100 Kilogramm. — Die erforderliche Wassermenge beläuft sich auf 20—25 Procent von dem Gewicht der aufbereiteten Kohle.

II. Apparate, welche zur zweiten Klasse gehören.

1. Wäsche mit fließendem Wasser, oder Schlämmgraben. — Dieser bekannte Aufbereitungsapparat ist auch auf verschiedenen Steinkohlengruben im Becken von St. Etienne vorgekommen, allein nach einer Erfahrung von mehreren Jahren auch wieder aufgegeben. Da der Apparat, den man auch an manchen Orten in Deutschland, z. B. auf der Eisenhütte des Baron v. Burgk zu Potschappel unweit Dresden benutzt, als bekannt anzunehmen ist, so übergehen wir seine Beschreibung und bemerken nur über seine Anlagekosten Folgendes:

Die Anlagekosten der Gräben von Eichenholz mit eisernen Bändern und Stäben, Hahn, Gerinne ꝛc.	350 Frcs.
Die Schlammsümpfe ꝛc.	250 „
Summa:	600 Frcs.

Es können in einem solchen Schlämmgraben in einem Tage 12 bis 13,000 Kilogr. Steinkohlen aufbereitet werden; die Kosten auf 100 Kilogr. betragen 0,037 Frcs. — Der Wasserverbrauch ist ein bedeutender, indem er etwa 30 Kubikmeter täglich, oder das dreifache von dem Gewicht der aufbereiteten Kohle beträgt.

Das Wasser wirkt in den Schlämmgräben nur wegführend. Man wird daher einsehen, daß, wenn der Arbeiter die Geschwindig-

keit des Wasserstroms nicht mit großer Sorgfalt regulirt, oder wenn er die Substanzen ohne Vorsichtsmaßregeln umrührt, der Schiefer weggeführt wird, und die Reinigung eine sehr unvollkommene ist. Die Beschaffenheit der Producte hängt daher ganz und gar von der größern oder geringern Sorgfalt, Aufmerksamkeit und Regelmäßigkeit ab, mit welcher der Arbeiter verfährt; es sind daher auch die Resultate sehr verschiedenartig, und dies allein schon erklärt das baldige Wiederaufgeben dieses Processes.

2. Die Lombard'sche Kohlenwäsche bei dem Chazette-Schacht unweit Firmeny läßt sich ohne Abbildung nicht füglich verdeutlichen, indem sie eine verwickelte Construction hat; da sie aber nur zur Aufbereitung reinerer Staubkohlen tauglich, und in der Anlage kostbar ist, so übergehen wir sie hier.

III. Apparate der dritten Klasse.

1. Berard's Setzwäsche mit drei Kästen beim Claudeschacht der Concession von Méons. — Die Bérard'sche Setzmaschine ist in mehreren französischen Journalen und daraus auch in mehreren deutschen genau beschrieben und abgebildet worden, z. B. im Polytechn. Centralblatt, Jahrgang 1857, Nr. 2 bis 4; auch die Preuß. Zeitschrift, Bd. VI, Abthl. B., S. 97 ff. enthält die Beschreibung und Abbildung einer solchen, bei Durham in England im Betriebe stehenden Maschine. Wir lassen daher, mit unserer Quelle, die Beschreibung des Apparates unberücksichtigt, und beschränken uns darauf, dasjenige anzugeben, was die beiden Wäschen dieses Systems, welche von der Commission untersucht worden sind, charakterisirt.

Der vom Ingenieur Bérard (zu Paris) beim St. Claudeschacht angelegte Apparat hat drei Kästen. Der sogenannte Classificator dient als einfacher Vertheiler.

Um das Ansaugen in den Setzkästen möglichst zu vermeiden, haben die Kolben bei ihrem Niedergange fast die doppelte Geschwindigkeit von der aufgehenden, welche Differentialbewegung Hr. Bérard speciell beschrieben hat.

Bei dem Hervorkommen aus dem Setzkasten fällt die Waschkohle sofort in die Förderwagen. Auf diesem Wege tröpfelt sie ab, indem sie auf einer kleinen geneigten Ebene hinabgleitet, die aus einem Drahtsiebe besteht. Diese Einrichtung hat die Wirkung, daß eine große Menge feiner, sehr reiner Staub entsteht, der, wie die Schlämme, in drei große Behälter oder Sümpfe gelangt. Es würde daher vortheilhaft sein, das Decantations- oder Abguß-System anzunehmen,

welches Bérard bei seinen neuen Apparaten angebracht hat. Eine Kette ohne Ende mit eisernen Kasten würde es gestatten, zu gleicher Zeit mit der aufbereiteten Kohle auch einen bedeutenden Theil des feinen Staubes aufzunehmen.

Hr. Villiers hat dem Apparate noch einen Rührer (agitateur) mit kreisförmiger Bewegung hinzugefügt, der den Zweck hat, die Kohlen in den Kästen von einander zu trennen, und mit Wasser zu vermischen, um den Niederfall der Schiefertheile zu befördern. Die Kasten haben 1,50 Meter Tiefe und 1,10 Meter Breite, daher 1,65 Meter Oberfläche.

Der Durchmesser des einen Kolbens beträgt 0,47 Meter, der der beiden andern 0,38 Meter.

Der Ankaufspreis der auf dem St. Claudeschacht aufgestellten Bérard'schen Maschine beträgt . . . . 35,000 Frcs.
Die vollständigen Aufstellungskosten haben sich erhoben auf . . . . 25,000 „

Summa 60,000 Frcs.

Der Schoppen, die Gestelle, die Quetschwalzen, der Elevator ꝛc. kosten auch noch 18,000 Frcs.

Die Kosten des eigentlichen Wäschapparates und der Sümpfe belaufen sich daher auf 42,000 Frcs.

Die Leistungen des Apparats in 10 Arbeitsstunden bestehen in der Aufbereitung von 60,000 bis 100,000 Kilogr. roher Kohlen, je nachdem dieselben mehr oder weniger unrein sind.

Die Selbstkosten für die Aufbereitung von 100 Kilogr. roher Kohlen, mit Einschluß der Zinsen von dem Anlagecapital, welches in 15 Jahren amortisirt sein soll, betragen 6,60 Centimes.

Der Wasserbedarf beträgt etwa 25 Proc. von dem Gewicht der an den Apparat abgelieferten Förderkohlen.

2. Bérard's Maschine mit einem Kasten, errichtet bei den Gruben zu Tarteras. — Dieser sogenannte locomobile Apparat, dessen mechanische Einrichtung sehr sinnreich ist, enthält alle, neuerlich bei der Bérard'schen Maschine angebrachten Verbesserungen.

Die von dem Erfinder mitgetheilte vollständige Beschreibung enthebt uns allen weitern Bemerkungen über die Construction. Die Quetschwalzen, der Elevator, der Setzkasten, die Kastenkette, welche die Waschkohlen weghebt und in die Förderwagen wirft, kurz, alle Theile des Apparates stimmen gänzlich mit denen überein, welche in der Bérard'schen Abhandlung beschrieben worden sind.

Wir müssen noch bemerken, daß man diese Wäsche leicht an einem andern Orte aufstellen kann; der Setzkasten wiegt, wenn alle leicht zu demontirenden Stücke abgenommen worden sind, nur 3800 Kilogr. Das Gewicht des ganzen Apparates, mit Einschluß des Dampfkessels der Triebmaschine, beträgt 13,500 Kilogr.

Der Ankaufspreis mit Einschluß der Patentabgabe beträgt	25,000 Frcs.
Die Aufstellungs- und Transportkosten erheben sich auf	5,500 „
Kosten des ganzen Apparates	30,500 Frcs.

Von dieser Summe kommen aber die Kosten für das Walzwerk, den Elevator ꝛc. zum Abzug, weshalb dann die Amortisation und die Interessen nur von 29,000 Frcs. in Rechnung kommen.

Die Leistung der Maschine in 10 Arbeitsstunden beträgt 70 bis 80,000 Kilogr., und es belaufen sich die Aufbereitungskosten für 100 Kilogr. auf 3,8 Cent.

Der Wasserverbrauch des Apparates besteht, wie bei dem vorhergehenden, in 25 Proc. von dem Gewichte der aufzubereitenden Kohle.

3. Der von Herrn Gervais erfundene Apparat zu Givors bei den Werken der St. Etienne-Steinkohlen-Gesellschaft. — Der Siebkolben besteht aus Blech; auf denselben werden die aufzubereitenden Kohlen geworfen und er bewegt sich im Innern eines großen, länglich-viereckigen Kastens, der mit Wasser angefüllt ist. Der Boden dieses Kastens besteht aus einem oder mehreren Siebböden, die oben durch mehrere oben parallele, starke Drahtstangen geschützt sind.

Die Dimensionen des Setzsiebes sind im Innern folgende: Länge 1,48 Meter; Breite 1,03 Meter; Höhe auf den Seiten 0,32 M.; auf der vordern Seite 0,23 Meter. — Der Kasten hat im Lichten folgende Dimensionen: Länge 1,60 Meter, Breite 1,14 Meter, Höhe 1,75 Meter. — Drei Klappen, durch Gegengewichte im Gleichgewichte erhalten, sind unter dem Siebkolben angebracht; bei seinem Niedergange legen sie sich an die Wände des Kastens an. — Durch Führer erhält der Siebkolben eine vollkommen regelmäßige Bewegung.

Eine horizontale Querstange, welche zwei runde Bügel an den Siebkolben mit einander verbindet, ist mit dem Balancier mittelst eines eisernen Rahmens und mit einem zweiten Balancier durch eine

am untern Ende mit einer Reihe von Löchern versehene Lenkstange verbunden.

Eine Dampfmaschine mit schwingendem Cylinder, die an einer Kurbel angebracht ist, betreibt, einerseits durch Zahnräder und eine Welle, sowie andrerseits mit Hülfe eines Laufriemens, der über eine Rolle und ein Schwungrad geht, eine andere Welle.

Der Setzkolben wird mittelst eines Excentriks, welches auf einen Balancier einwirkt, betrieben. Ein Gegengewicht nöthigt diesen Balancier, dem Excentrik in allen seinen Stellungen zu folgen. Der Siebkolben geht langsamer aufwärts und schneller niederwärts, und diese Verschiedenheiten in der Bewegung werden durch die Curve des Excentriks bewirkt.

Die Triebwelle macht eilf Umgänge in der Minute.

Horizontale und verticale Schrauben, welche zum Herausschaffen der aufbereiteten Kohlen dienen. — Sowie wir weiter unten auseinandersetzen werden, fällt die aufbereitete Kohle in einen Kasten; sie wird auf zwei kleinen, geneigten Ebenen auf die Gewinde einer horizontalen Schraube geführt, die sich in einer halbcylindrischen Vertiefung bewegt. Die Welle dieser Schraube trägt ein Winkelgetriebe, welches in ein Winkelrad auf einer Welle, die außerdem auch noch ein kleines Schwungrad hat, eingreift.

Ein großes Rad setzt mittelst eines Laufriemens die Bewegung der Triebwelle auf eine andere Welle fort. — Eine horizontale Schraube von 0,20 Meter Durchmesser und 1,70 Meter Länge, die eine Steigung des Gewindes von 8 Centimeter hat, bringt die Kohle bis zum untern Ende einer zweiten, senkrecht stehenden Schraube, welche sie 2,65 Meter hoch erhebt und in einen Wagen ausschüttet.

Die senkrechte Welle dieser Schraube ist mit einem Winkelgetriebe versehen, welches mit einem Winkelrade am Ende einer Welle im Eingriff steht.

Betrieb des Apparates. — Was nun das Waschen betrifft, so verhält sich dies zu gleicher Zeit wie das Setzen mit der hydraulischen Setzmaschine und mit dem Schlämmgraben. Die erstere Wirkung erfolgt dadurch, daß sich die Substanzen, nachdem sie von einem Wasserstrome gehoben worden sind, nach ihren Dichtigkeiten separiren; die zweite, weil das Wasser, welches bei jeder niedergehenden Schwingung durch das Sieb getrieben wird, durch den untern Theil des Kastens abläuft und die reine Kohle mit sich nimmt.

Klappen nöthigen, indem sie die an der Seite befindlichen leeren

Räume verschließen, das ganze Wasser durch das Sieb des Kolbens zu gehen, sie führen die aufbereiteten Kohlen mit auf den Boden des Kastens.

Der sich auf dem Siebe anhäufende Schiefer wird wie bei den gewöhnlichen Setzmaschinen mit der Schaufel weggenommen. Zu dem Ende wird der Siebkolben aus dem Wasser herausgenommen und festgestellt, ohne jedoch die Bewegung der Wellen, welche andere Apparate treiben, aufzuhalten. Man erlangt dieses doppelte Resultat, wenn man einfach den Splint wegzieht, welcher das untere Ende der Balancier-Lenkstange festhält und wenn man den kleinen Vorgelegehaspel mit der Hand in Bewegung setzt.

Der Schiefer wird in Trichter geworfen, wodurch er in einen kleinen, zu seiner Wegschaffung dienenden Wagen fällt; die obere Lage, die noch Kohle enthält, wird bei Seite geworfen und kommt zu einer neuen Wäsche.

Um den Siebkolben wieder in Wirksamkeit zu setzen, ist es hinreichend, den Splint wieder einzustecken, so daß die dem Excentrik ertheilte Bewegung dem Kolben wieder mitgetheilt wird.

Die horizontale Schraube macht etwa 100 Umgänge in der Minute; die senkrechte geht dagegen 250 Mal herum. Diese große Geschwindigkeit scheint häufige Brüche hervorzubringen und die Zapfen schnell abzunutzen, obgleich dieselben aus Gußstahl bestehen. Es hat daher dieses sinnreiche Verfahren beim Herausziehen der Waschkohlen aus dem Setzkasten wesentliche praktische Nachtheile.

Der vorliegende Apparat behandelt nur sogenannte chatilles, d. h. solche kleine und Würfelkohlen, die auf dem Rätter (bei dem Sortiren) liegen bleiben; ob er auch bei der Aufbereitung der Staubkohlen gute Resultate geben würde, diese Frage kann die Commission nicht beantworten, denn da das Sieb des Kolbens große Maschen hat, so konnten Staubkohlen damit nicht aufbereitet werden. Jedoch läßt sich aus den nachstehenden Beobachtungen folgern, daß eine vortheilhafte Aufbereitung der Staubkohlen nicht erreicht werden könnte; denn

1. werden bei diesem Aufbereitungsverfahren die Schlämme, sowie die kleinen Schiefer- und Kiesstücke, welche durch das Sieb des Kolbens gehen, mit der gewaschenen Kohle vermengt. Dies hat nun bei den sogen. chatilles nur geringe Nachtheile, die dagegen bei den Staubkohlen sehr bedeutend sein würden.

2. Da in diesem Apparat die Staubkohlen zusammenbacken und eine undurchdringliche Schicht bilden würden, so würde die Aufbe-

reitung nothwendig sehr unvollkommen sein. Die Staubkohlen, die man auf den Siebkolben werfen würde, müßten in den Kasten herabfallen, ohne daß sie gewissermaßen Zeit hätten, gehörig durchweicht zu werden.

3. Wollte man Staubkohlen aufbereiten, so müßte der geringste Aufenthalt Unfälle veranlassen. Die horizontale Schraube würde so von Schlamm umgeben sein, daß es schwer halten würde, sie wieder in Bewegung zu setzen, ohne irgend ein wichtiges Stück zu zerbrechen.

Leistung. — Man darf annehmen, daß dieser Apparat im Durchschnitt täglich 20,000 Kilogr. aufzubereiten im Stande ist und daß 20 Proc. von dem Gewicht der zu verwaschenden Kohle an Wasser erforderlich sind.

Die Anlagekosten eines solchen Apparates belaufen sich auf etwa 8000 Frcs.

Aufbereitungskosten. — Eine Setzmaschine dieser Art, betrieben von einer besondern Dampfmaschine, erfordert einen Wäscher und einen Maschinisten; die täglichen Arbeitslöhne würden sich daher belaufen auf . .	6 Frcs.
Die Unterhaltungskosten des Apparats und namentlich der Schrauben (eine Schraube dauert durchschnittlich drei Monat und kostet 250 Frcs.) ꝛc. würden täglich betragen	8 „
Summa	14 Frcs.

Demnach belaufen sich die Aufbereitungskosten, einschließlich einer 15jährigen Amortisation, auf 100 Kilogr. Förderkohle 8,5 Centimes.

4. Wäsche bei den Steinkohlenwerken Quartier-Gaillard und Montfalçon.

Auch dieser Apparat ist für kleine Würfelkohlen oder chatilles und nicht für Staubkohlen eingerichtet. Er besteht aus einem hölzernen Kasten, welcher durch einen senkrechten Scheider in zwei gleiche Abtheilungen getheilt ist. Dieser Scheider hat eine länglich-viereckige, mit einer Klappe versehene Oeffnung.

In der einen Abtheilung bewegt sich ein Siebkolben, welche die waschende Kohle enthält. Sein Boden besteht aus einem oder mehreren Drahtsieben und mißt 1,10 Meter im Quadrat.

Zwischen den Wänden des Kolbens und denen des Kastens bleibt nur ein geringer Spielraum.

Der Stand des Kolbens, der dem senkrechten Scheider anliegt, ist mit einer um Haspen beweglichen Klappe oder einem Ueberfall versehen, über den die gewaschene Kohle in die zweite Abtheilung des

Setzkastens fällt. Diese ist oben mit einem halbcylindrischen Behälter versehen, der an den Seiten sehr feine Drahtsiebe hat. Das bei jedem Kolbenzuge in den halbrunden Behälter tretende Wasser dringt durch die Siebe an den Seiten in den untern Theil der zweiten Abtheilung des Setzkastens. Man sieht, daß man sich desselben Wassers, wenn es nicht zu schlammig ist, wieder bedienen kann, da die Klappe in dem senkrechten Scheider während jeden Aufganges des Siebkolbens geöffnet bleibt.

Die Bewegung des Kolbens wird durch einen Balancier bewirkt, der durch vier Bügel an jenem, die in eine senkrechte Stange zusammenlaufen, mit dem kurzen Arm von dem Balancier verbunden ist. Der lange Arm ist durch eine Lenkstange mit einer Kurbel verbunden, die an einer Welle sitzt, die auch mit einem Zahnrade verbunden ist; in dieses greift ein Getriebe an einer zweiten Welle, in welcher eine Handkurbel und ein Schwungrad angebracht sind, so daß ein Arbeiter den Apparat in Betrieb setzen kann.

Der Kolben macht in der Minute 9 bis 10 Züge von 0,15 Meter; er wirkt auf ähnliche Weise, wie bei dem vorhergehenden Apparat, so daß das weiter oben Gesagte auch hier paßt. Die gewaschenen Kohlen werden aus dem halbcylindrischen Behälter mit einer gekrümmten Schaufel ausgeschlagen, der Schiefer, wie gewöhnlich, vom Siebkolben; die Schlämme werden durch Thüren ausgeschlagen, die am untern Theile beider Abtheilungen des Setzkastens angebracht sind.

Die Anlagekosten eines solchen Apparates belaufen sich auf etwa 1000 Francs.

Die mittlere Leistung des Apparats in 10 Arbeitsstunden beträgt 15,000 Kilogr., wobei ein Wasserverbrauch von 20 Proc. von dem Gewicht der rohen Kohle erforderlich ist.

Die Aufbereitungskosten auf 100 Kilogr. betragen 6,58 Centim.

Zur Aufbereitung von Staubkohlen war dieser, von dem Ingenieur Robert der oben erwähnten Gruben construirte Apparat nicht tauglich.

5. **Kohlenwäsche von Girard und Flachon.** Dieser Apparat unterscheidet sich von dem, von Marsais construirten und oben beschriebenen nur durch den Mechanismus der Bewegungsübertragung. Man wirft die aufzubereitende Kohle auf die zwei beweglichen, an den Enden eines darüber angebrachten Balanciers hängenden Setzkolben, die sich in einem mit Wasser angefüllten, großen, länglich-viereckigen Kasten auf- und niederbewegen. Zur Be-

wegung des Balanciers mit den Kolben dient ein Arbeiter, der an einer Kurbel dreht, die an einer Schwungradwelle sitzt. Ein Getriebe an derselben greift in ein Stirnrad, deren Kurbel durch eine Lenkstange den Balancier auf- und niederbewegen. Auch wird durch ein Winkelradvorgelege ein kleines Paternosterwerk mit Bechern von gelochtem Blech getrieben. Die Siebkolben machen in der Minute 7 bis 8 Hübe von 12 bis 15 Centimetern.

Die Setzvorräthe werden wie bei den andern Apparaten separirt, da sie während der niedergehenden Bewegung gehoben werden und sich dann nach ihrer Dichtigkeit absetzen. Jedoch wird man leicht erkennen, daß dieser Apparat eher wie ein Schlammgraben wirkt. Bei jedem Niedergange des Kolbens öffnen sich die Klappen an der einen Seite der Kolbenkasten, und das durch das Sieb emporgestiegene Wasser nimmt die oberste Kohlenschicht durch dieselbe mit sich in den Kasten. Da die Geschwindigkeit gering ist, so wird der Schiefer nur wenig gehoben und häuft sich unten auf den Sieben der Kolben an.

Die durch die Siebe gegangenen oder vom Wasser fortgeführten Schlämme fallen in den Kasten und vermengen sich innig mit den Kohlen; sie werden durch das Paternosterwerk herausgeschafft. — Der Schiefer wird mit Schaufeln ausgestochen.

Obgleich dieser Apparat in Beziehung auf die Benutzung der Menschenkraft eine vortheilhafte Einrichtung hat, so zeigt er doch folgende Nachtheile: 1. der leichte Schiefer wird von dem Wasser mit fortgerissen, ehe er zu Boden gesunken ist; 2. die aufbereitete Kohle wird die Schlämme verunreinigen.

Die Anlagekosten des Apparates betragen etwa 2000 Frcs. und kann man bei einer Dauer von 10 Jahren nebst Verzinsung und Amortisation 2500 Frcs. rechnen.

Die tägliche Leistung des Apparates kann, bei 10 Arbeitsstunden, zu 18,000 Kilogr. angenommen werden.

Die Aufbereitungskosten auf den metrischen Centner sind zu 5,22 Centimes anzunehmen.

Der Wasserverbrauch beträgt etwa 15 bis 20 Proc. von dem Gewicht der zu verwaschenden Steinkohlen.

6. Die von Ract-Madoux bei den Gruben der Concession von St. Chamond vorgerichtete Setzwäsche. Es ist diese Maschine eine Verbindung des continuirlich eingerichteten Setzsiebes mit den Schlämmgräben.

Es werden zwei symmetrisch gleichgestellte Maschinen von einer und derselben Dampfmaschine betrieben.

Der wesentliche Theil des ganzen Apparats ist das Setzfaß, dem ähnlich, welches weiter oben Seite 131 ff. beschrieben ist. Ein senkrechter Scheider, der bis 0,15 Meter über den Boden reicht, theilt den Kasten in zwei Theile, von denen der eine ein längliches Viereck von 1,30 Meter Länge und 0,40 Meter Breite zum Querschnitt, während der andere eine trapezoidale Querschnittsform hat, die hinten 0,30 und vorn 0,60 Meter breit ist.

In der ersten von diesen Abtheilungen bewegt sich ein hohler Kolben, in der zweiten ist ein Drahtsieb, das eine Neigung von 13° von vorn nach hinten hat, angebracht. Um das Saugen zu vermeiden, ist der Taucherkolben an dem Boden mit zwei Ventilen versehen, die während des Aufganges offen bleiben.

Das Sieb, auf welches die zu reinigenden Kohlen geworfen werden, ist, wie ein Weidengeflecht, aus Eisenstäben und Messingdraht vorgerichtet. Das Geflecht wird nach und nach von der schmälern Seite, die zugleich der niedrigste Punkt des Trapezes ist, enger; man wendet zu dem Ende, nach und nach, Draht von den Nummern 14, 9 und 7 an. Der Boden des Kastens ist um 8° von hinten nach vorn geneigt.

Die Kolben zweier benachbarter Kästen sind an Balanciers aufgehängt und diese werden durch schmiedeeiserne Lenkstangen mit der gekröpften Welle einer Dampfmaschine von 1 ½ Pferdekraft getrieben. Dieselbe Triebkraft bewegt eine Letestu'sche Pumpe, die bei einem Kolbenzuge 18 Litres Wasser giebt.

Die Balanciers bestehen aus Flacheisen, welches auf die hohe Kante gestellt ist, und 0,095 Meter breit und 0,03 Meter stark ist.

Das von der Pumpe gehobene Wasser gelangt in einen Behälter, der über dem Setzkasten angebracht ist, und aus demselben wird es durch zwei Systeme von Ventilen von 0,10 Meter Durchmesser, die durch die Balanciers geöffnet und geschlossen werden, vertheilt.

Jedes Ventil setzt am Ende des aufgehenden Laufes von dem Kolben den Boden des Kastens mit dem obern Behälter in Verbindung, so daß das durch das Sieb gepreßte Wasser im passenden Augenblick ersetzt wird. Die Ventile sind mit einer senkrechten Stange verbunden, welche an ihrem obern Ende mit einer Mutterschraube versehen ist, die eine Verbindung der Stange mit einem Bügel bewirkt, der an einem Balancier aufgehängt ist. Dadurch kann man die Erhebung eines jeden Ventils ganz genau bestimmen, indem man die Schraubenmutter nach der einen oder Seite dreht und die Stange stellt.

Die Ventile sind am obern Ende der gebogenen Röhren angebracht, die hier einen kreisrunden, dagegen unten, wo sie an den Setzkasten angeschraubt sind, einen länglich-viereckigen Querschnitt haben. Sie haben den Zweck, einen tangentiellen Wasserstrahl gegen die Kohle zu führen, welcher die gereinigte Kohle gegen den Ausguß treibt, so daß sie mit Hülfe des aufsteigenden Wasserstroms herausgespült wird. Kleine Hebel, welche über dem Wasserbehälter befestigt sind, erhalten von den Knaggen, die an den Balanciers angebracht sind, einen Stoß, so daß diese Ventile in dem Moment geöffnet werden, in welchem der Niedergang der Kolben vollendet ist.

Der auf dem untern Theile des Metallsiebes liegen gebliebene Schiefer wird durch eine Klappe entfernt, sowie eine zweite Klappe dazu dient, den zähen Schiefer und den Kies fortzuschaffen, die sich in der untern Abtheilung angehäuft haben. Diese doppelte Reinigung wird, ohne den Betrieb der Maschine aufzuhalten, bewirkt.

Diese beiden Klappen sind, die erstere 0,15 Meter hoch und 0,30 Meter breit, und die zweite 0,10 Meter hoch und 0,60 Meter breit. Sie bestehen aus dickem Leder, sind mit Blechbändern versehen und mit der einen Seite über den Oeffnungen befestigt.

Zur Erlangung eines vollständigen Verschlusses ist es hinreichend, einen Hebel mit einer gewissen Anzahl von Keilen herabzulassen, die zwischen die Lederplatte und eine feste Stange treten.

Die gewaschene Kohle, welche von einem doppelten Wasserstrom weggeführt wird, gleitet auf einem zweiten Drahtsiebe hinab und fällt in einen großen Kasten, dessen eine Seite aus einem geflochtenen Gitter besteht.

Das die Kohle begleitende Wasser fließt durch das Gitter ab, und in die Gräben, von wo aus es durch die Pumpe von Neuem in den obern Behälter zurückgeschafft wird. Die aufzubereitende Kohle wird auf den niedrigsten Punkt des Siebes, ganz in der Nähe des Behälters, geworfen. Die Separation wird offenbar auf dieselbe Weise bewirkt, wie bei den übrigen Setzmaschinen.

Ist die Kohle sehr lettig und enthält sie viel Staub, so bildet sie eine teigige, zusammenbackende Masse, so daß sich der Schiefer nicht absetzen kann. Man theilt sie sodann mittelst eines der Quere nach über dem Siebe angebrachten Gitters mit senkrechten, 2 bis 3 Centimeter von einander stehenden Stäben. Es muß alsdann der tangentielle Wasserstrom, welcher zu viel feine Kohle wegführen würde, unterbrochen werden. Zu dem Ende schlägt man eine Klinke, welche in einen Hebel endigt, zurück, so daß der erwähnte Knaggen am Balancier nicht darauf einwirken kann.

Wenn aber das zu verwaschende Kohlenklein körnig ist oder aus durchgerätterten Kohlen besteht, so läßt man den Apparat, sowie er beschrieben worden, wirken, d. h. man wendet den horizontalen Strom an und läßt das erwähnte Gitter mit senkrechten Stäben weg.

Sobald der Wäscharbeiter aber erkennt, daß die Schieferlage etwa ²/₃ von der Länge des Siebes bedeckt, so wird keine frische Kohle mehr zugeworfen. Ein anderer, durch ein Glockenzeichen herbeigerufener Arbeiter öffnet alsdann die Klappe. Der Schiefer wird aus dem Kasten in einen Wagen mit durchlöcherten Wänden gezogen, so daß das Wasser in die Gräben zurückfließen kann. Der Wäscharbeiter beschleunigt den Abfluß der Steine, indem er mit einem Rechen oder Besen nachhilft.

Der den obersten Theil des Siebes einnehmende Schiefer, der noch etwas Kohle enthält, wird bei Seite geworfen und kommt wieder zu einer neuen Wäsche.

Die kiesigen Schlämme und der zähe Schiefer, welche durch das Sieb gehen, bilden flüssige Schlämme in dem innern Theile des Kastens. Die Erfahrung weist den Zeitpunkt nach, zu welchem die Reinigung vorgenommen werden muß. Nachdem die Reinigungsklappe geöffnet ist, erfolgt sie sehr leicht durch den von den Ventilen veranlaßten Wasserstrom. Die Schlämme fallen durch ein geneigtes Gerinne einem Reservoir zu, welches eine mit einem Drahtsiebe verschlossene Oeffnung hat, wodurch das Wasser in die Gruben ablaufen kann.

Die Anlagekosten des vorliegenden Apparates mit Dampfmaschine und Kessel betragen etwa 7000 Frcs.

Die tägliche Leistung besteht in der Aufbereitung von 20,000 bis 25,000 Kilogr. Staub- und 15,000 bis 20,000 Kilogr. durchgerätteter Kohlen, im Durchschnitt 25,000 Kilogr.

Die Aufbereitungskosten betragen, da zwei Wäscher und ein Maschinenwärter erforderlich sind, auf 100 Kilogr. 5,3 Centimes.

Der Wasserverbrauch beläuft sich auf 25 Proc. von dem Gewichte der zu verwaschenden Kohlen; das Wasser kann wiederholt gebraucht werden.

Herr Ract-Madoux will Versuche mit einem andern Apparate von folgender Einrichtung machen: Wenn man über 1 Wassergefälle von 3 Meter gebietet, so können Dampfmaschine und Setzkolben wegbleiben, indem alsdann das Waschen durch das Spiel der Pumpen, welches die Wäscher bewirken, ausgeführt wird.

Ein unterbrochener aufsteigender Strom ist einem ununter-

brochenem horizontalen zur Classification und Separation des Schiefers vorzuziehen.

Der zweite Theil dieser Arbeit, welcher die allgemeinen Resultate der von der Commission aufgestellten Versuche enthält, wird hier nicht mitgetheilt werden.

Die schon weiter oben und bereits auch im 1. Bande S. 20 ꝛc. erwähnte Bérard'sche Kohlensetzwäsche ist hauptsächlich in Belgien und England im Betriebe und wollen wir hier eine solche aus der Arbeit des Herrn Busse „über den Steinkohlenbergbau in England" beschreiben, welche auf der Station Fence Houses in Durham in Wirksamkeit ist.

Herr Murrison, ein französischer Ingenieur, verwendet dort zur Koksdarstellung die unansehnlichsten Kohlen von einer in der Nähe liegenden Grube und theilte Herrn Busse mit, daß dieselben früher zu einem Spottpreise zum Kalkbrennen und Ziegeln verkauft und nur zur Verhütung ihrer Selbstentzündung aus der Grube herausgefördert worden seien. Es sind deshalb nur Gruskohlen mit kleinen Stücken bis zur Wallnußgröße, welche jedoch sehr stark mit Schwefelkies und kleinen Schiefertheilen vermengt sind. Herr Murrison bedient sich seit einigen Jahren zum Waschen dieser Kohlen mit großem Erfolge der Bérard'schen Wäsche, auf welche er in Gemeinschaft mit Herrn Bérard patentirt ist, und hat durch mehrfache Verbesserungen und praktische Erfahrungen an der Maschine, obgleich dieselbe in Belgien keine guten Resultate lieferte und dort nirgends als in Brüssel zur Anwendung kam, in Liverpool so schöne Resultate mit der Aufbereitung schlechter Kohlen erreicht, daß ihre Einrichtung, namentlich im nördlichen Theile von England, und das Waschen der Kohlen immer mehr in Ausführung kommt.

Es ist Herrn Busse nur mit großer Mühe gelungen, in die Wäschanstalt zugelassen zu werden und die Maschine zu sehen. In der beigefügten Zeichnung (Taf. IV Fig. 1 und 2) hat er es jedoch versucht, eine Zusammenstellung des ganzen Waschapparates zu liefern, in welcher freilich hie und da einzelne Theile, namentlich in Bezug auf die Größe des Zwischengeschirres, der Zahn- und Kammräder der Maschine, mit der Wirklichkeit nicht ganz genau übereinstimmen möchten; in der Construction und Anordnung der einzelnen Theile sind sie indessen genau der Wirklichkeit getreu.

Die Einrichtung ist folgende: Eine liegende Maschine von circa 12 Pferdekräften mit einem Cylinder von 12 Zoll Durchmesser und 14 bis 15 Zoll Hub bewegt durch ihre Flügelstange a die horizon-

tale Welle b, auf welcher eine Trommel c aufsitzt, die wiederum durch zwei parallel laufende Ketten ohne Ende e mit einer zweiten Trommel d von gleichem Durchmesser in Verbindung gesetzt ist. Zwischen diesen beiden Ketten sind 46 Stück bewegliche schmiedeeiserne Kasten von Trapezform, und zwar 18 Zoll Länge, 12 Zoll Höhe und 8 resp. 4 Zoll Breite angebracht, welche sich durch die stete rotirende Bewegung der Schwungradaxe b mit den an der Trommel herabgestürzten, zum Waschen bestimmten unreinen Kohlen, wie die Kübel eines Paternosterwerks, von selbst füllen und auf einer unter 45 Grad geneigten Bahn, auf 2 parallelen Tragebäumen, bis zur zweiten Trommel in die Höhe gezogen werden. Hier stürzen diese Kasten schon von selbst aus, werfen ihren Inhalt in ein aus Brettern zusammengestoßenes, viereckiges Gerinne f, auf dessen Boden sie in ein horizontal liegendes Gerinne g herabgleiten, durch, aus einem besondern Behälter h zufließendes, reines Wasser werden dieselben durch das letztere Gerinne g auf die Siebe der hydraulischen Setzsiebmaschine gebracht, der eigentlichen Waschoperation hier unterworfen und dann von selbst über den vordern Theil des Siebes bei k ausgetragen. Durch den abfließenden Wasserstrom werden sie von hier auf eine schief gestellte Tafel l getrieben; sie gleiten dann auf dieser mit dem Wasserstrom über ein sehr feines, aus Kupferdraht geflochtenes Sieb herab, trennen sich hier vom Wasser und gelangen dann in den unter die Tafel aufgestellten Wagen, in welchem sie zu den Koksöfen gebracht werden. Das Wasser fließt sodann auf einer zweiten Tafel in das Gerinne n und durch dieses zur Abklärung in zwei Reservoire, aus denen es wieder, sobald es sich geklärt hat, durch eine 10zöllige Saugpumpe o (Fig. 2) von 10 Zoll Hub und durch die Druckpumpe p von gleichem Hub und gleichem Durchmesser in den Steigröhren q dem Wasserbehälter h zugehoben wird. Die Bewegung der Pumpe erfolgt, wie aus der Zeichnung hervorgeht, durch ein Vorgelege r, welches auf der Axe b aufsitzt und in ein Kammrad s mit einem Krummzapfen t und Zugefüge u eingreift.

Der Kolben v der hydraulischen Setzmaschine wird durch die Maschine vermittelst des auf der Axe b angebrachten Kammrades w, des Zahnrades x und der beiden durch einen Riemen ohne Ende z′ angespannten Trommeln y an einer horizontalen und in den Bocklagern b′ eingelegten Axe z auf- und niederbewegt; diese Axe ist in der Mitte zwischen zwei zu einander gehörenden Bocklagern zu einem Krummzapfen von 1⅛ bis 1¼ Zoll Hubhöhe ausgebogen, giebt daher dem Kolben durch die Stange a nicht mehr als 2¼—2½ Zoll Hub.

Der massive Kolben v aus Gußeisen, von 6 Zoll Höhe, bewegt sich in einem gußeisernen Kasten von 52 Zoll Höhe und 3 Fuß innerem Durchmesser, liegt 14 Zoll vom obern Rande und drückt das Wasser durch eine viereckige, 17 Zoll hohe und 40 Zoll lange Oeffnung f′ in einen daneben stehenden, 40 Zoll weiten und 60 Zoll langen viereckigen Kasten von Gußeisen, in welchem das Sieb i 11½ Zoll unter dessen oberer Kante und 10½ Zoll unter dem jedesmaligen Wasserspiegel zu liegen kommt. Dasselbe ist nicht, wie gewöhnlich, aus einzelnen Drähten geflochten, sondern besteht aus einer einzigen 5 Fuß langen und 40 Zoll breiten Kupferplatte, in welche runde Löcher geschlagen sind. 25 dieser Löcher gehen auf den Quadratzoll Fläche dieses Netzes, welches mit Nr. 10 von Tylor & Pace, Metall Perforators, 3 Queen Street Cheapside in London bezogen worden ist. An beiden Seitenflächen des Kastens ist diese Platte, ihrer Länge nach, auf einzöllige Latten aufgenagelt, bewegt sich mit ihrem obern hintern Ende in kleinen Angeln und wird durch die Stellschraube d auf der innern Fläche des Kastens an eine in demselben hervorstehende Rippe angezogen. Sobald jedoch das Sieb mit Bergen angefüllt ist und gereinigt werden muß, wird die Stellschraube gelöst, wodurch die Berge durch den Stoß des Wassers zu beiden Seiten, hauptsächlich aber an der vordern Seite ausgetragen werden, ohne den Gang der Maschine zu unterbrechen. Die Berge, sowie auch das durch das Sieb gegangene Grubenklein (Mehl), gleiten beim Hinabfallen auf einer im Kasten angebrachten, unter 45 Grad geneigten schiefen Ebene herab und werden während des Betriebes der Maschine, durch einen im Boden angebrachten Schieber, aus dem Kasten abgelassen und sodann auf die Halde ausgelassen.

Bei der Wirkung eines jeden Kolbenstoßes werden, wie bei allen Setzmaschinen mit festen Sieben, durch das Wasser die leichteren Kohlentheile in die Höhe getrieben und, beim Aufgehen des Kolbens, über den schwereren Theilen, welche sich nach ihrem relativen Gewicht und ihrer specifischen Schwere über einander schichten, abgelagert. Ist das damit verbundene Zurückgehen des Wassers bedeutend, so werden die kleinen Theile bei dem geringen Unterschiede der specifischen Schwere zwischen Schiefer und Kohlen angesaugt und auf das Sieb gedrückt, ohne sich nach ihrem relativen Gewicht sondern zu können.

Aus der Erfahrung hat man den Hub des Kolbens daher sehr gering, 2½ Zoll im Maximum und 2¼ Zoll im Minimum, gefunden, und sucht diese geringe Höhe durch eine große Anzahl der Hübe zu er-

setzen. Bei einem regelmäßigen Gange der Maschine und 2½ Zoll Kolbenhub hat Herr Busse 95 Auf- und Niedergänge in der Minute beobachten können; man versicherte Herrn Busse jedoch, daß die Maschine auch mit 140 Hüben noch gut arbeiten würde und solche in der Regel auch machte. Durch diese schnelle Wirkung des Kolbens wird das Wasser in einer wellenförmigen Bewegung erhalten, wodurch die Kohlen in ein stetes Wogen gebracht und durch die kleinen, kaum sichtbaren Wellen über die Brücke k ausgetragen werden. Es ist einleuchtend, daß dieses Austragen, sowie der regelmäßige Gang des Waschprocesses nur dann continuirlich stattfindet, wenn das abfließende Wasser durch frisches Wasser in derselben Quantität ersetzt wird. Um dieses zu bewerkstelligen, steht eine über dem Siebe, mit der Achse z parallel laufende Röhre m′ mit dem Wasserbehälter h in Verbindung, durch welche dem Setzkasten mittelst der senkrechten Röhre n′ reines Wasser unter dem Siebe zugeführt wird.

Nach einer ungefähren Berechnung kann das ganze Quantum Wasser für ein Sieb 4–5 Kubikfuß Wasser pro Minute betragen, wovon circa 1—2 Kubikfuß als Ersatz anzunehmen sind.

Die Kohlen, welche auf diese Weise gewaschen werden, sind ganz frei von fremden Bestandtheilen und liefern sehr schöne Koks, die namentlich wegen ihres Silberglanzes, ihrer Festigkeit und Reinheit einen besondern Ruf erlangt haben und theils nach Frankreich und die Ostseehäfen, theils ins Inland versandt werden.

Beim Waschproceß ist indeß darauf zu sehen, daß ein möglichst gleiches Korn der Kohlen dem Processe unterworfen wird und daß namentlich größere Stücke durch einen Rätter von den kleinen Stücken getrennt werden, damit die Wirkung des Wassers nur auf die Dichtigkeit und die specifische Schwere der zu separirenden Massen erfolgt. Vier Arbeiter können auf diese Weise in der zwölfstündigen Schicht, wenn die Maschine blos zwei Siebe in Bewegung setzt, 60 Wagen à 3 Tonnen = 180 Tonnen, auch wohl bis zu 200 Tonnen, waschen und es werden demnach die Selbstkosten des Waschens ohne Verschleiß:

1. an Lohn für einen Maschinenwärter zu	1	Thlr.	10 Sgr.
2. an Lohn für einen Auslader zum Ausstürzen der Kohlen	1	„	10 „
3. an Lohn für einen Arbeiter und dessen Gehülfen an dem Siebe	2	„	— „
4. an Unterhaltung der Maschine . . .	2	„	10 „
in Summa	7	Thlr.	— Sgr.

bei den hohen Arbeitslöhnen, oder pro Scheffel 0,8 Pf. zu stehen kommen.

Wird hierzu der Verlust an Kohlen durch das Waschen, welcher auf 15 Proc. reichlich in Anschlag gebracht werden kann, in Anrechnung gezogen, und der Werth der Tonne auf 3 Sch. angenommen, so kommt eine Tonne

an Waschkosten auf	1	Sgr.	4	Pf.
an Verlust an Kohlen	4	=	6	=
in Summa	5	Sgr.	10	Pf.

zu stehen.

Nach den Herrn Busse gewordenen Mittheilungen sind diese Kosten im Durchschnitt nur zu 5 d. pro Tonne anzunehmen; sie sollen jedoch auch mitunter zu 6 d. zu stehen kommen und werden daher pro Scheffel 3 Pf. betragen.

Bringt man hierzu noch die größere Leistung der Maschine, welche für 4 Siebe Kraft genug besitzt, in Betracht, so werden sich die Kosten noch um etwas ermäßigen; sie werden aber gegen die hydraulischen Setzmaschinen, welche durch Menschenhände in Betrieb gesetzt werden, in Bezug auf Waschkosten wenigstens um das Doppelte und Dreifache geringer anzunehmen sein.

Eine sehr genaue Beschreibung der in Frankreich und Belgien im Betriebe stehenden Bérard'schen Kohlenwäsche mit vielen allgemeinen Bemerkungen über Kohlenaufbereitung enthält Armengaud's Publication industrielle, Bd. II, S. 271 mit Tafel 21; wir verweisen darauf.

Einen eigenthümlich eingerichteten Wasch- und Separations-Apparat für Steinkohlen haben die Franzosen Francy und Jarlot in Montrelais vorgeschlagen und in Armengaud's Génie industriel, Februar 1858, 75 und im Polytechn. Centralbl., 1858, S. 661 beschrieben. — Es beruht dieser Apparat, wie gewöhnlich, auf der Benutzung der Differenz zwischen den specifischen Gewichten der zu waschenden und zu sortirenden Materialien, unterscheidet sich aber von den bis jetzt angewendeten Systemen dadurch, daß diese Sortirung nicht durch das Wasser, sondern durch die Materialien selbst bewirkt wird, während das Wasser nur eine secundäre Rolle spielt. Er eignet sich vorzüglich für solche Kohlen, welche viel leichten Staub enthalten, weil selbst die feinsten Theile, die sonst verloren gehen, durch ihn aufgesammelt werden.

Die Einrichtung des Apparats zeigt die zugehörige Fig. 7 Taf. IV im Verticaldurchschnitt. In einem Cylinder A bewegt sich ein offner

Kolben J, welcher mit einem Draht- oder Blechsiebe bedeckt, oder statt dessen mit Ventilen versehen ist. Derselbe ist an seiner Umfläche mit Leder, Gutta-Percha und dergleichen abgedichtet. Mit dem Cylinder A steht durch Zweigrohre oben und unten ein zweiter Cylinder P in Verbindung; in dem obern Zweigrohre befindet sich ein Ventil G, welches sich von a nach p öffnet. Die Kolbenstange hat die Form einer Zahnzange B, welche vermittelst des Getriebes C gehoben werden kann. Wenn man das Getriebe C vermittelst des Hebels D ausrückt, so geht der Kolben durch sein eigenes Gewicht nieder.

Man füllt die Cylinder A und P bis zu RR mit Wasser und hebt den Kolben bis zu LL; dann öffnet man einen über dem Apparat befindlichen Rumpf und läßt die zu sortirenden Materialien über den Kolben laufen, bis der Raum zwischen LL und MM gefüllt ist; hierauf setzt man den Kolben in Bewegung. Das in den Cylindern A und P enthaltene Wasser findet keinen Ausweg und ist gezwungen, durch die Siebmaschen des Kolbens zu treten. Die Kohlen befinden sich von nun an im Wasser suspendirt. Sobald aber der Kolben am Boden des Cylinders angelangt ist, so hört die Bewegung auf, die Kohlen fallen frei nieder und classificiren sich zuerst nach ihrer Dichtigkeit und dann nach ihrem Korn. Nun hebt man den Kolben langsam. Der Staub liegt oben und verhindert das Wasser durch den Kolben zu fließen. In Folge hiervon bildet sich unter dem Kolben ein luftverdünnter Raum, das Ventil G öffnet sich und das Wasser tritt nach P über, von wo es wieder nach A unter den Kolben gelangt. Die Hebung des Kolbens wird so lange fortgesetzt, bis die Substanzen, und zwar die leichtesten zuerst, aus dem Cylinder austreten. Die oberste Schicht, bestehend aus dem feinsten Staub, der Kokes von der besten Qualität liefert und bei den gewöhnlichen Apparaten in den Abfall gelangt, wird durch ein doppeltes Streicheisen E, welches um die Axe F drehbar ist, weggenommen. Eine zweite Schicht besteht aus Kleinkohle, eine dritte aus gröberen Stücken und endlich die letzte aus Bergen. Nach vollendeter Operation füllt man wieder und verfährt auf gleiche Weise, wie beschrieben wurde.

Während des Austragens, wo das Wasser im Cylinder P sich in Ruhe befindet, fallen die durch das Ventil G oder den Kolben entweichenden Substanzen frei nieder und sammeln sich in dem Recipienten Q an. Wenn derselbe gefüllt ist, was durch den Hahn I angegeben wird, so schließt man das Ventil H, reinigt ihn und öffnet

das Ventil H wieder, worauf man etwas Wasser zuläßt und den Apparat abermals in Gang setzt.

In der Revue universelle, Bd. IV, S. 561 u. 563, sind zwei Kohlenaufbereitungsmaschinen, beide britische Erfindungen, beschrieben, die jedoch, wie viele Erfindungen jenseits des Kanals, nur einen bedingten und noch fraglichen Werth zu haben scheinen, weshalb wir sie hier nur erwähnen.

Zweiter Abschnitt.

Der allgemeine oder präparative Theil der metallurgischen Hüttenkunde.

Zuvörderst haben wir hier eines Werkes zu erwähnen, welches unsere Aufmerksamkeit beansprucht, nämlich:

Vorlesungen über allgemeine Hüttenkunde. Von Carl Fr. Plattner, Bergrath und Professor zu Freiberg. Nach dem hinterlassenen Manuscript herausgegeben und vervollständigt von Theodor Richter, Oberhüttenamtsassessor und Lehrer an der Bergakademie. In 2 Bänden. Freiberg, 1858 u. f. f. — Von diesem, jedenfalls sehr wichtigen Werk des verewigten Plattner liegt uns zur Zeit ein Heft von 10 Octavbogen mit 22 in den Text eingedruckten Holzschnitten vor. Es ist in demselben, das nur einen Theil der präparativen Hüttenkunde umfaßt, von den Erzen, Zuschlägen, Hüttenproducten, von den Brennmaterialien und von den Hüttenprocessen die Rede, während die Hüttenapparate am Schluß des Heftes begonnen sind. Wir wünschen eine rasche Förderung des Werks, das 50 bis 60 Bogen umfassen soll und daß der Herausgeber der zweckmäßigen Vervollständigung, die durchaus nicht leicht ist, gehörig eingedenk sei!

Der Geschichte der Metalle vom Professor der Mineralogie zu Wien, Dr. Zippe (daselbst 1857), erwähnen wir als einer mittelmäßigen Arbeit dieses tüchtigen Mineralogen.

Erstes Kapitel.

Brennmaterialien.

Ueber die hauptsächlichsten Steinkohlenarten, welche auf den Markt zu Paris kommen und welche dort, wie im nördlichen Frankreich, verbraucht werden, sowie auch Studien über den Torf, hat der Bergingenieur de Marsilly in den Annales des Mines, 5. Reihe, Bd. 12, S. 347 ff. und daraus in der Berg- und Hüttenm. Zeit., Jahrg. 1858, S. 249, 286 u. 379 mitgetheilt. Wir können hier nur auf diese, sowie auf die beiden folgenden verweisen.

Ueber den Heizeffect der Brennmaterialien, vom Ingenieur Richard Peters, in der „Zeitschrift des Vereins deutscher Ingenieure", Bd. II (1858), S. 223.

Chemische und chemisch-technische Untersuchung der Steinkohlen Sachsens, vom Prof. Stein in Dresden. — Es ist dies der Titel einer 1857 hier in Leipzig erschienenen wichtigen Schrift, deren Hauptresultate in der Berg- und Hüttenm. Zeit., 1857, No. 47 u. 48 mitgetheilt worden sind.

Ueber Holz und Torf, das Trocknen und Dörren dieser Brennmaterialien findet man treffliche Bemerkungen in folgendem Werke: Die Stabeisen- und Stahlbereitung in Frischherden, oder der wohlunterrichtete Hammermeister, vom Sectionsrath Tunner, (2 Bde., 2. Aufl., Freiberg 1858,) im ersten Band, dem vorbereitenden Theil, S. 19 u. ff. Wir verweisen auf das Werk, auf welches wir noch wiederholt zurückkommen.

Von der Aufbereitung und Verdichtung des Torfes redeten wir bereits weiter oben bei der Aufbereitung der Brennmaterialien.

Ein Dörrofen für Torf, der zu Lesjäfors in Schweden im Betriebe steht, ist in den „Mittheilungen des hannover'schen Gewerbevereins", 1858, S. 161 beschrieben; wir theilen diese Beschreibung hier mit:

Die Bedeutsamkeit der reichen, fast 70 Quadratmeilen umfassenden Torfmoore des Königreichs Hannover für gewerbliche und industrielle Zwecke machen es höchst wünschenswerth, alle Bemühungen zu beachten, welche man an andern Orten macht, um den natürlichen oder Rohtorf zu vervollkommnen, wozu auch, beispielsweise zur Erlangung guter Schweißhitzen, das Dörren desselben gehört. Obwohl auch dieses Verfahren bereits mehrfach in Anwendung gebracht

wurde*), so scheinen doch insbesondere die dabei benutzten Oefen nicht allen Erwartungen entsprochen zu haben. Nach einem uns vorliegenden Berichte**) des k. k. Sectionsrathes Tunner in Leoben dürfte dies jedoch bei dem in Schweden zu Lesjöfors angewandten Ofen der Fall sein, weshalb wir der Arbeit des gedachten Herrn nachfolgenden Artikel entlehnen.

Die Dörröfen der neuern Art sind nach wesentlich verschiedenen, unzweifelhaft richtigeren Principien als alle übrigen bisher zur Anwendung gebrachten derartigen Oefen ausgeführt. Insofern als bei der zuletzt erörterten Einrichtung die sämmtlichen Verbrennungsproducte nur in Röhren durch die Dörrkammer geleitet oder blos dazu verwendet werden, Gebläsewind in Röhren zu erhitzen und der erhitzte Wind in die Dörrkammer geleitet wird. Soll das Dörren in diesen beiden letzten Fällen in erklecklichem Maße und rasch erfolgen, so muß eine sehr hohe Temperatur angewandt werden, wodurch aber Feuersgefahr herbeigeführt wird; wogegen im ersten Fall, bei der Durchströmung einer relativ großen Gasmenge, die Temperatur unter aller Feuersgefahr gehalten werden kann und dennoch die Trocknung schnell genug erfolgt. Wenn nicht die Gelegenheit vorhanden ist, die Verbrennungsproducte vorerst durch anderweitige Benutzung soweit von Staub, Funken und Hitze zu befreien, daß durch den unmittelbaren Eintritt in die Dörrkammer keine Entzündung möglich wird, so wird nach dem neuen Principe ein s. g. Funkenraum oder eine Funkenkammer angelegt. Diese Funkenkammer ist über dem Eintritt der heißen Gase mit einer Oeffnung nach außen versehen, welche in dem offen zu lassenden Theile durch einen Schieber beliebig regulirt werden kann; sie dient zur bessern Absonderung der Funken und hauptsächlich zur gewünschten Ermäßigung der Temperatur in den Gasen, mit welcher diese in den Dörrraum treten.

Ein weiterer wichtiger Unterschied der in Rede stehenden neuern Dörröfen findet in der Richtung der die Dörrkammer durchziehenden warmen Gase statt. Während bei den sonst üblichen Dörrkammern die Wärme von unten nach oben, oder von unten nach oben und wieder zurück nach unten ziehen muß, wird sie bei den neuen Dörröfen nur von oben nach unten geleitet, wodurch eine bessere, gleichförmigere Trocknung erfolgen muß. Daß dieses wirklich der Fall

*) Das Trocknen des Torfs auf der königl. württembergischen Eisenhütte Königsbronn, im Polytechn. Journal, 1840, Bd. LXXVIII. S. 257.

**) Das Eisenhüttenwesen in Schweden. Beleuchtet nach einer Bereisung der vorzüglichsten Eisenwerke daselbst im Jahre 1857. Freiberg, 1858. S. 9.

ist, beweisen nicht allein die Erfolge in einzelnen speciellen Fällen, sondern die nothwendige Folge nach physikalischen Grundsätzen. Bei der Strömung nach aufwärts werden die warmen Gase niemals den ganzen Querschnitt des Dörrraums durchziehen, sondern sich nach den größern leeren Zwischenräumen richtend, in einzelnen Hauptarmen fortbewegend, während die kältere feuchte Luft in den übrigen Räumen als specifisch schwerer nur ein Bestreben haben kann nach unten zu ziehen, daran aber durch die Strömung der warmen Gase nach oben gehindert wird. In allen den vielen Zwischenräumen, die von der Hauptströmung nach aufwärts mehr oder weniger abseits gelegen sind, kann blos eine sehr geringe Bewegung in den Gasen eintreten, muß das Dörren also schlecht gehen. Wenn hingegen die heißen Gase von oben nach unten zu strömen veranlaßt werden, können sie sich zunächst zwar ebenfalls einige Wege des geringsten Widerstandes wählen, allein die angrenzenden, dabei kälter bleibenden Gase erhalten hierdurch eine belebende Kraft nach abwärts, die von dem wärmeren Strome nach der gleichen Richtung nicht vermindert, eher unterstützt wird. Durch diese beförderte Bewegung der kälteren feuchten Luft nach unten wird in den betreffenden Räumen oberhalb dem Nachströmen der heißen Gase Veranlassung gegeben und so gestaltig die eine Bewegung nach abwärts eine über den ganzen Querschnitt des Dörrofens verbreitete werden, das Dörren mehr gleichmäßig erfolgen müssen.

Die Bewegung der heißen Gase nach unten könnte zwar durch eine entsprechende hohe Esse bewirkt werden, wenn zu dem Ende der unterirdische Kanal, in welchen, dem Bedürfnisse des Dörrofens entsprechend, mehrere Oeffnungen am Boden führen, mit einer solchen versehen würde; bei der geringen Temperatur, mit welcher der ganze Strom am Ende des Kanals anlangt, erscheint jedoch ein Sauger (Exhaustor) viel zweckmäßiger, wie sie ein Herr Eckmann in Lesjöfors angebracht hat. Ein Sauger (Flügelgebläse) von 60 Zoll Durchmesser, 16 Zoll Breite, in der Minute bei 400 Umdrehungen machend, genügt daselbst für zwei Schweißöfen. Ein zweiter, horizontal gestellter Exhaustor von nahe gleichen Dimensionen machte nur 300 Umgänge und genügte für einen zum Trocknen des Torfes eingerichteten Ofen, wozu die Verbrennungsproducte von einem Lancashire-Herde gesaugt werden. Dieser Trocken- oder Darrofen ist in Fig. 3 bis 6 gezeichnet.

A stellt die Funkenkammer dar, wobei a das Einströmen der Verbrennungsproducte (hier aus der Frischherdesse) erfolgt; b ist die

Regulirungsöffnung für den Zutritt der äußern Luft. Durch eine nach der ganzen Breite und von etwa 1 Fuß Höhe angebrachte Oeffnung am Boden bei C gelangt der Zug in den aufwärts führenden Kanal B, der zu oberst bei d (Fig. 4) mit einer Eisenplatte und Sand bedeckt ist, woselbst ein angebrachtes Thermometer 100—140° C. zeigt. Durch die mit einem Schieber versehene Oeffnung e treten die heißen Gase in die Dörrkammer C, welche außerdem bei f die Eintragsöffnung, bei g g aber zwei Ausfahrtsöffnungen erkenneu läßt. Das Mauerwerk ist local aus Hohofenschlackenziegeln aufgeführt, des Gewölbes wie der Wärme wegen mit Platten und Schließen gut verankert. Der Torf ruht in der Kammer auf einem Gitterboden h i (Fig. 5 in größerem Maßstabe gezeichnet), welcher dachsparrenartig geformt und bei i i mit hölzernen Klappen versehen ist (wovon der ganzen Breite von 14 Fuß entlang 4 neben einander angebracht sind), welche für gewöhnlich mit eisernen Haken geschlossen erhalten, beim Ausziehen des getrockneten Torfs in die untergestellten Karren aber nach Bedarf geöffnet werden. D endlich ist der Abzugskanal, in der Kammer mit einem Eisengitter überstellt und mit Brettern nach Bedarf bedeckt; außerhalb ist derselbe überwölbt auf eine Entfernung von vielleicht 10 Klaftern fortgeführt, weil der Exhaustor von einer so entfernt befindlichen Betriebswelle in Bewegung gesetzt wird.

Die Füllung des Ofens erreicht gewöhnlich nur die Höhe der Eintragsöffnung f, schief ansteigend gegen die Höhe der Oeffnung e. So gefüllt, faßt derselbe 22,000 bis 25,000 Kubikfuß Torf. Die Trockenzeit ist 4, selten 5 Tage, Kühlzeit ½ Tag.

Eine Probe auf die Beschaffenheit des Brennmaterials theilt Tunner a. a. O. S. 38 mit:

Um sich auf das Vollkommenste von der bekannten Eigenschaft einer fraglichen Steinkohle, sowie von der Menge der brennbaren und nicht brennbaren Gase, und zugleich von ihrem Coaks- und Aschengehalte zu überzeugen, giebt es ein sehr einfaches Probeverfahren, das bezüglich der Gase zwar kein genaues Resultat giebt, aber immerhin für die gewöhnlichen Zwecke eines Hüttenmannes genügend sein mag. Man verschafft sich zu dem Ende einen kleinen Thontiegel mit ziemlich gut passendem, in der Mitte durchbohrtem Deckel, glühet diesen sammt Deckel kurz vor dem Gebrauche in einer Kohlengluth gehörig durch, tarirt ihn sodann auf einer ziemlich empfindlichen Wage, füllt ihn hernach mit der früher pulverisirten Steinkohle ungefähr auf ⅓ seines Inhalts und bringt denselben abermals auf die Wage, um das Quantum der eingefüllten Kohle zu erfahren. So

vorbereitet erhitzt man den gedeckten Tiegel langsam und gleichmäßig in der Nähe einer Kohlengluth, damit alle Feuchtigkeit ausgetrieben werde, die bei der Oeffnung des Deckels als Dampf entweicht. Gegen das Ende der Operation muß die Temperatur merklich über die Wassersiedhitze gesteigert, aber immer noch entfernt von der Glühhitze gehalten, und die entweichenden Dämpfe müssen mit einem brennenden Holzspan öfters auf ihre Brennbarkeit untersucht werden. Wie man eine Entzündlichkeit in den entweichenden Dämpfen gewahrt, wird der Tiegel sogleich entfernt und möglichst schnell gewogen; der Gewichtsverlust gegen die vorige Wiegung zeigt die Menge der unbrennbaren Gase an, die vorzugsweise aus Wasserdampf bestehen. Hierauf bringt man den Tiegel wieder zur Kohlengluth, erhitzt ihn nun allmälig bis zur Rothglühhitze und erhält ihn darin so lange, als brennbare Gase entweichen; hat deren Entwickelung nahezu aufgehört, so wird der Tiegel auf die Wage gebracht, um den seit der letzten Wiegung erlittenen Gewichtsverlust, die Menge der brennbaren Gase, und aus der Vergleichung mit dem Gewichte des leeren Tiegels die Menge des rückständigen Kokes zu erhalten. Letztere werden nun entweder als trocknes Pulver erscheinen, und dann ist die Kohle eine Sandkohle, oder sie sind zu einem festen Kuchen zusammengesintert, was eine Sinterkohle beweist, oder sie haben sich zu einer schlackigen porösen Masse aufgebläht, wodurch eine Backkohle angezeigt wird. Um nun noch den Aschengehalt zu erfahren, bringt man die erhaltenen Kokes auf einen flachen Tiegelscherben, und verbrennt dieselben über der Kohlengluth zu Asche, die als zartes Pulver zurückbleibt, und wobei man nur Acht haben muß, daß von derselben nichts verloren geht und nichts dazu kömmt; das Gewicht derselben kann sofort bestimmt werden. Um das Einäschern, das oft lange währet, zu befördern, soll mit einem reinen Glas- oder Metallstab öfters durchgerührt werden; so lange sich der Rückstand dabei sandig anfühlet, ist die Einäscherung noch nicht vollendet.

In dieser Weise kann auch der Torf auf seinen Gehalt an unbrennbaren und brennbaren Gasen, an Kohle und Asche untersucht werden. Das Holz hiernach zu untersuchen, wird man nicht leicht Veranlassung finden. Ausdrücklich wird nochmals wiederholt, daß sich gegen die Genauigkeit dieser Probe gar vieles einwenden läßt; allein zur Vergleichung der verschiedenen Brennmaterialien, zur vorläufigen Untersuchurg eines noch unbekannten Torfes oder einer Steinkohle ist sie gut zu gebrauchen, bei ihrer Einfachheit von jedem Hüttenmann leicht auszuführen, und darum empfehlenswerth.

Ueber den jetzigen Stand der Steinkohlenverkokung in Schlesien spricht sich der Königl. Hütteninspector Scharf zu Königshütte in der Preuß. Zeitschr. V. Bd., B., S. 101, wie folgt aus:

Die Fabrikation von Kokes, nicht allein für den Hüttenbetrieb, sondern auch als Handelsartikel für andere chemische Zwecke, ganz besonders aber für den Bedarf der Eisenbahnen, hat gegenwärtig sowohl in Oberschlesien, wie in Niederschlesien, einen hohen Grad der Ausbreitung und Wichtigkeit erlangt. Für viele Gruben ist sie eine wahre Lebensfrage geworden, indem dieselben ihre überwiegende Förderung an Steinkohlen nur durch die Verwandlung in Kokes absetzen und angemessen verwerthen können. In keinem andern Zweige des Hüttengewerbes hat man mit gleichem Eifer in so kurzer Zeit die neuesten Einrichtungen so beharrlich durchprobirt, um für jede besondere Kohle und für jede Oertlichkeit die am besten geeignete Ofenconstruction zu finden; aber auch in keinem andern Gewerbszweige ist man noch gegenwärtig so getheilter Ansicht.

Auf den Hüttenwerken ist die alte, ursprünglich englische Methode der Verkokung in offenen Meilern jetzt fast ganz verschwunden, auch die auf der Gleiwitzer Hütte vor mehreren Jahren zuerst eingeführten offenen Stadelöfen, die sogenannten Schaumburger Oefen, haben, obgleich man mit Hülfe derselben außerordentlich dichte Kokes darstellen kann, eine größere Verbreitung nicht gefunden; ebensowenig haben sich die bei der großartigen Kokesanstalt der oberschlesischen Eisenbahn in Zabrze probirten Frommont'schen Doppelöfen bewährt. Fast allgemein sind zur Zeit die einfachen geschlossenen Kokesöfen von runder oder oblonger Form in sehr verschiedenen Dimensionen in Gebrauch. Von diesen Oefen verdienen, als neu und eigenthümlich construirt, die in Zabrze und auf der Charlottegrube bei Czernitz angelegten Dulait'schen Oefen einer besondern Erwähnung. Diese Oefen sind ganz nach theoretischen Principien angelegt und unterscheiden sich von verschiedenen Arten — den Smet'schen, Fabry'schen 2c. — wesentlich durch die Anordnung der Züge, in denen die entwickelten Gase abstreichen. Ein Dulait'scher Ofen stellt gleichsam eine Retorte vor, welche durch die Gase des gegenüberliegenden Ofens ringsum geheizt wird, so daß die Kohlen, allseitig erhitzt, schnell und gleichmäßig verkoken können. Die aus dem Ofen an der Hinterwand desselben durch eine Oeffnung von 21 Quadratzoll abziehenden Gase werden zunächst unter die Herdsohle des gegenüberliegenden Ofens geführt, unter welcher sie in 2 Kanälen circuliren. Sie streichen dann an der einen Seitenwand in drei Kanälen in die Höhe und

ziehen über dem Gewölbe des Ofens hinweg nach dem Schornstein. Neben jedem Gaskanal ist mittelst hohler Ziegelsteine ein Luftzuführungskanal angebracht, damit die Gase in den Kanälen gut verbrennen. Da die Luft sich in diesen Zuführungskanälen stark erhitzt, so wird hierdurch der Verbrennungseffect der Gase wesentlich gesteigert. Das sonst so lästige Rauchen der Schornsteine fällt bei den Dulait-schen Oefen fast ganz weg und findet nur beim Besetzen in sehr geringem Maße statt. Auf Charlottegrube erhält man in 24 Stunden, einschließlich Füllen und Ziehen, aus einem Einsatz von 7 Tonnen kleiner Kohlen, wie sie aus der Grube kommen, 7½ Tonnen Stückkokes und ½ Tonne Abgang. Aus letzteren werden durch Absieben noch 50 Proc. kleine Kokes gewonnen. Ein länger fortgesetzter Betrieb wird über die Vorzüge der Dulait'schen Oefen Aufschluß geben; bei günstigen Resultaten dürften sie sicher sehr bald eine größere Verbreitung erlangen, ungeachtet dieselben sowohl in der ersten Anlage, als auch in der Unterhaltung, wegen des erforderlichen feuerfesten Materials, welches von vorzüglicher Beschaffenheit sein muß, kostspielig sind.

In Niederschlesien hat man in neuerer Zeit an einzelnen Oefen bei denjenigen Kleinkohlen, welche bei der Förderung nicht rein von Schiefern und Schwefelkies gehalten werden können, mit gutem Erfolge den Aufbereitungsproceß eingeführt; so namentlich zu Hermsdorf. Durch Quetschen oder Mahlen und Waschen der Kleinkohlen mittelst einfacher Setzapparate, lassen sich vor der Verkokung die fremden Bestandtheile ziemlich vollständig abscheiden, und die aufbereiteten Kohlen liefern dichtere Kokes von geringerem Aschengehalt.

Ueber die Kokesfabrikation bei den Steinkohlenwerken zu Commentry, les Ferrières und Bézenet in Frankreich hat der Ingenieur Lavigne in dem Bullet. de la Soc. de l'Indust. minér., Bd. II., Lief. 2, S. 284 ff. und Lief. 3, S. 454 ff. eine von Abbildungen begleitete, sehr vollständig und gute Arbeit geliefert, welcher wir das Nachstehende entnehmen.

Die hier in Rede stehenden Kohlen sind nur wenig backend, und die damit angestellten Analysen gaben die in nachstehender Tabelle zusammengefaßten Resultate.

Ergebnisse	Commentry	Les Ferrières	Bézenet-St. Alexandre	Bézenet-Communal	Bézenet-Chauvasi
Aschengehalt . . .	4,51	7,08	4,66	5,39	7,90
Kohlenstoff . . .	56,29	48,52	55,34	54,27	56,60
Kokes	60,80	55,60	60,00	59,66	64,50
Flüchtige Producte .	39,20	44,40	40,09	40,34	35,50
Gewicht d. Hektoliters (1,8 Preuß. Scheffel) aufbereiteter Kohlen, feucht	80,00 K	80,00 K	78,00 K	76,00 K	77,00 K
Gewicht d. Hektoliters aufbereiteter Kohlen, trocken	78,00 „	78,00 „	76,00 „	74,00 „	73,85 „
Dichtigkeit	1,323	1,20	1,31	1,28	1,38
Heizvermögen . . .	0,794	9,699	0,769	0,758	0,682

Die Kohlen von Commentry sind die am meisten backenden, die von Bézenet-Chauvasi sind kaum Sinter- und mehr Sandkohlen, und gar nicht zur Verkokung geeignet, denn sie sind mager und schiefrig. – Die Theorie, aus den Analysen entnommen, ließ also eine bedeutende Gasentwickelung erwarten, und daß der Proceß so rasch als möglich ausgeführt werden müsse, um den geringen Theergehalt der Kohlen, der zum Zusammenhalt der Kokes so nothwendig ist, zu erhalten.

Es fanden sich zwei Systeme von Oefen vor, die beide zum Princip die Verkokung in unvollständig verschlossenen Oefen mit erhitzten Wänden haben. Beide Systeme sind durch ihre Räumlichkeit verschieden, indem die einen 30, und die andern 16 bis 19 Hektoliter Kohlen auf einmal aufnehmen können. Unter den Oefen des ersten Systems befand sich nur eine Art, mit denen Herr Lavigne Versuche anstellen konnte, nämlich die sogen. großen gekuppelten Oefen mit erhitzter Sohle, die Hr. Lebrun-Virloy erfunden hat und die sein erster Versuch bei Verbesserung der Verkokung waren.

Die dem zweiten System angehörenden Oefen sind gleichfalls auf das Princip der Verkokung von unten begründet; allein man suchte auch die belgischen Processe, welche in der Verkokung in kleinern Oefen bestehen, zu benutzen, so daß dieselbe nicht allein durch Sohle

und Gewölbe, sondern auch durch die Wände bewirkt wird. Die Vortheile dieser neuen Methode sollen weiter unten dargethan werden, während wir jetzt nur die Benennungen der verschiedenen, von Herrn Lavigne geprüften Oefen mittheilen.

1. Kleine, den großen ähnliche Oefen, von Hrn. Virloy construirt.

2. Kleine Oefen (neues Modell) gekuppelt, mit erhitzter Sohle; ebenfalls von Virloy.

3. Kleine Oefen mit erhitzter Sohle nicht gekuppelt, construirt von Forey.

4. Die kleinen belgischen Oefen von Sire.

Die drei genannten Constructeure haben einen gemeinsamen Zweck zu erlangen gesucht. Wir wollen nun die verschiedenen Oefen, soweit dies ohne Abbildungen möglich ist, etwas näher kennen zu lernen suchen.

Erstes Verkokungs-System. — Einzige Gattung. Große gekuppelte Oefen mit erhitzter Sohle. - Die Sohle dieser Oefen ist von der Thür bis zur Rückwand 3,45 Meter breit und 2 Meter lang; die Höhe von der Sohle bis zum Schlußstein beträgt 1,60 Meter. Der gesammte räumliche Inhalt beträgt etwa 8,300 Cubikmeter. — 30 Hektoliter Steinkohlen, die 0,60 Meter von der Thür eingetragen werden, bilden eine Schicht von etwa 0,60 Meter Höhe, während die Höhe der Kokesschicht 0,75 bis 0,80 Meter beträgt.

Beide an einander liegende Oefen stehen durch Kanäle mit einander in Verbindung. — Unter jeder Herdsohle sind zwei große gewölbte Kanäle angebracht, die nur einen Pfeiler von Ziegelsteindicke zwischen sich haben. Je zwei dieser Kanäle stehen durch eine Oeffnung mit einander in Verbindung, die abwechselnd am obern und untern Ende angebracht worden ist. Der Betrieb dieser gekuppelten Oefen ist etwa folgender: Es sei der Ofen B seit 24 Stunden im vollen Gange und es solle z. B. der Ofen A entleert werden. Man läßt alsdann die aus jenem entweichenden Gase unter die Sohle von diesem gehen, was durch Register bewirkt werden kann, wodurch die Sohle von A in einer so hohen Temperatur erhalten wird, daß, sobald die Entleerung erfolgt ist, sofort eine frische Füllung bewirkt werden kann, worauf man die Flamme eine umgekehrte Richtung nehmen läßt. Auf diese Weise wird der frisch gefüllte Ofen A sofort einerseits von dem anliegenden, nur durch eine dünne Wand von ihm getrennten Ofen auf den drei andern Seiten, d. h. vom Gewölbe,

der zweiten Wand und der Sohle B herbeiströmen, erhitzt. Der Zug wird durch eine große gemeinschaftliche Esse bewirkt.

Obgleich diese Einrichtung eine sehr zweckmäßige zu sein scheint, so hat sie doch die erwarteten guten Resultate nicht gegeben. Die Erwärmung der Sohle ist unvollständig, da die geringste Dicke im Schluß der Kanalwölbung 0,16 Meter beträgt und daher die Hitze nicht gehörig durchdringen kann. Andererseits können die Gase nur dann gehörig wirken, wenn sie entzündet werden, was aber bei so großen Oefen nicht thunlich ist.

Man kann mit diesen Oefen entweder innerhalb 48 Stunden 30 Hektoliter oder in 24 bis 26 Stunden 20 Hektoliter verkoken. Da das Ausbringen in beiden Fällen fast gleich ist, so liegt der Vortheil in letzterm Verfahren. Eine Verbesserung des Products wird durch die Verkokung von unten nicht erlangt. Das Ausbringen in diesen Oefen beträgt 57 bis 58 Proc., während das im Laboratorium erlangte sich auf 56 bis 64 beläuft.

Zweites Verkokungs-System. — Erste Ofengattung. Kleine, den obigen ähnliche Oefen, construirt von Virloy. — Die Sohle war von der Thür bis zur Rückwand 3 Meter breit und rechtwinklig darauf 2,70 Meter lang; die Höhe bis zum Schlußstein betrug 1,40 Meter, die der Niederlagen 6,90 Meter. Unter der Sohle befand sich ein einziger gewölbter Kanal. Zwei Oefen lagen an einander, nur durch eine Wand von Ziegelsteinlänge von einander getrennt und durch drei Oeffnungen in dieser Wand mit einander verbunden. Register waren nicht vorhanden, und es wurden die Sohle und die Seitenwände gleichzeitig erhitzt. Anfänglich waren beide Oeffnungen mit einander gekuppelt, und da war die Leitung der Gase gänzlich dieselbe, wie bei den vorhergehenden Oefen; allein später, als man die Oeffnungen in der Scheidewand verschlossen hatte, erhitzte jeder Ofen zwei seiner Wände und die Sohle, während die dritte Wand von der Berührung mit dem andern Ofen warm erhalten wurde. — Die Vortheile dieser Oefen sind nicht bedeutend, der Theer scheint nicht besser zum Backen des Kokes benutzt zu werden und es erfolgt auch immer so viel Kokesklein, wie bei den gewöhnlichen Oefen. Der Verlust durch Veraschung war jedoch geringer, und dies ist der Hauptgrund des um 1,4 Proc. höhern Ausbringens. — Obgleich die Verkokung verhältnißmäßig nicht rascher bewirkt wird, als in den großen Oefen, so ist doch die Veraschung aus dem Grunde geringer, weil die Verkokung einer kleinen Masse weit gleichartiger erfolgt, sowohl im Innern als im Aeußern, so daß man die Oeff-

nungen des Ofens schneller verschließen kann. Die Erhitzung der Sohle und Wände ist lebhafter, aber auch noch unvollkommen. Eine Verkokung wird in 24 Stunden ausgeführt und zwar mit 10 Hektolitern. Das mittlere Ausbringen beträgt 44 Kilogr. auf den Hektoliter oder 56,15 Proc., d. h. im Durchschnitt 1,37 Proc. mehr als bei dem großen Ofen. Der Vortheil ist gering, da man nur so wenig Material als möglich auf einmal verkoken kann.

Zweite Gattung von Oefen: Kleine gekuppelte Oefen von Commentry, construirt von Virloy. — Die Sohle ist von der Thür bis zur Rückwand 3,10 Meter breit und ihre Länge beträgt 1,05 Meter. Die Oefen sind zu zweien gekuppelt und durch eine 0,34 Meter dicke Mauer von einander getrennt, welche drei Oeffnungen enthält. Die Sohle besteht aus großen feuerfesten Platten, die auf feuerfesten Pfeilern von Ziegelsteinen ruhen. — Nehmen wir an, daß der Ofen rechts, oder Nr. 1 im vollen Betriebe sei, während der Ofen links oder Nr. 2 besetzt werden soll. Nach resp. Verschluß und Oeffnen zweier Register gehen die Gase von dem Ofen Nr. 1 auf die Ladung des Ofens 2 über, erwärmen die Wände desselben und gehen unter die Sohle von 2 und dann von 1 herab, und entweichen durch die Esse. Auf diese Weise werden die vier Hauptseiten der Ladung durch die Gase des benachbarten Ofens erwärmt, mit Ausnahme der gemeinschaftlichen Wand beider Oefen, indem dieselbe nur durch die glühende Ladung des andern Ofens erwärmt werden kann. — Nach zwölfstündigem Gange, wenn der zweite Ofen entleert und wieder besetzt werden soll, läßt man die Register eine entgegengesetzte Bewegung machen. — Da die Sohle sehr dünn ist, so erfolgt die Verkohlung von unten aufwärts eben so schnell, als die von oben abwärts. Ein Proceß dauert im Allgemeinen 24 Stunden und begreift 12 Hektoliter Kohlen. — Die Gase werden von einer großen Esse angesaugt und der Zug wird durch besondere Register regulirt. Von unten und von oben erfolgt die Verkohlung regelmäßiger als von der Seite, von wo aus sie nicht intensiv genug ist. Die Kokes sind grau und glänzend. Laden und Entladen der Oefen muß möglichst rasch ausgeführt werden. Das Ausbringen betrug auf das Hektoliter 47,21 bis 49,59 Kilogr. oder 60,64—64,21 Proc.

Dritte Ofengattung: Kleine, nicht gekuppelte Oefen mit erhitzter Sohle, construirt von Forey. — Jeder Ofen erhitzt seine Sohle selbst; seine Räumlichkeit ist noch geringer, als die der vorhergehenden Oefen. Die länglich-viereckige Sohle ist von der Thür bis zur Rückwand 2,90 Meter breit und 0,82 Meter lang und die

Thür ist ebenso breit, die Höhe des Schlußsteins über der Sohle beträgt 1,42 Meter, die Räumlichkeit etwa 3,09 Cubikmeter. Die Abzugskanäle liegen 0,96 Meter über der Sohle; jeder Ofen hat seine besondere, 4 Meter hohe Esse. Sohle und Wände haben nur eine Stärke von 0,115 Meter. — Die in einem solchen Ofen entwickelten Gase gelangen durch die 6 Züge links und 6 senkrechte Kanäle unter die Sohle, vereinigen sich dort in einem, gehen in einen zweiten, vertheilen sich dann wieder in 6 senkrechte Kanäle, um die zweite Ofenwand zu erhitzen, von wo aus sie mittelst eines horizontalen Kanals der Esse zugeführt werden. — Die Gase entzünden sich nach kurzem Betriebe und erhitzen dann Wände und Sohle weit stärker und gleichförmiger, als bei den vorhergehenden Oefen. Die Verkokung der geringen Masse erfolgt gleichförmiger und an allen Punkten zu gleicher Zeit; man kann in 24 Stunden 12—14 Hektoliter Kohle verkoken. Sobald eine Charge gezogen und eine andere eingebracht ist, geht der Proceß weiter, allein eine Stunde vor dem Ziehen der Kokes bleibt der Ofen in Ruhe, während man die Temperatur auch bereits nach sechsstündigem Betriebe zu mäßigen sucht. — Die Charge kann im Ofen eine 0,70 Meter dicke Schicht einnehmen, da die Abzugskanäle fast ein Meter über der Sohle liegen. — Das Ausbringen beträgt 44,15—48,96 Kilogr. auf das Hektoliter oder 58—45 Procent.

Vierte Offengattung: Belgische Oefen. — Die Breite dieser Oefen von der Thür bis zur Rückwand beträgt 2,85 Meter, die Länge 1,32 Meter, die Höhe 1,36 Meter; der räumliche Inhalt des Ofens beläuft sich auf ungefähr 4,5 Cubikmeter. Die Rückwand besteht aus feuerfesten Ziegeln und ist mit zwei senkrechten Kanälen versehen, welche mit dem Innern des Ofens durch zwei Oeffnungen in Verbindung stehen, die 0,70 Meter über der Sohle angebracht sind. Unter der letztern sind ebenfalls Kanäle vorhanden, die mit den senkrechten der Rückwand und andrerseits mit der Esse in Verbindung stehen. Es werden daher durch die, sich bei der Verkokung entwickelten Gase die Rück- und die eine Seitenwand, sowie die Sohle erhitzt, während die zweite Seitenwand die Erhitzung durch die Berührung mit dem andern Ofen erhält. — Die geringe Dicke der Sohle und der Wände gestattet ihre hohe und baldige starke Erhitzung und befördert den raschen Gang der Verkokung. Nachtheile haben Verstopfungen der Kanäle, die zuweilen vorkommen.

Die Räumlichkeit und die hohe Temperatur dieser Oefen gestattet es, in 24 Stunden 18 Hektoliter Kohlen mit Leichtigkeit zu verkoken. Das Ausbringen beträgt 44 bis 48,56 Kilogr. auf das

Hektoliter oder 57,30 bis 62,57 Proc. diejenigen Kohlen, welche am wenigsten Theer enthielten, verhielten sich in diesen, wie in den andern Oefen, am wenigsten gut, welches hauptsächlich in der langsamen Erhitzung der Kohle liegt. Die Kohlen von Commentry und Ferrières gaben die meisten und besten Koks und verhielten sich überhaupt am vortheilhaftesten, so daß wir hier ihr procentalisches Ausbringen, in den verschiedenen Oefen zusammengestellt, nachweisen wollen.

Die Kohlen von Commentry gaben:

1. In den großen gekuppelten Oefen	55,16 Proc.
2. „ „ kleineren Oefen derselben Art . . .	56,15 „
3. „ „ kleinen gekuppelten Oefen von Birloy .	61,55 „
4. „ „ „ nicht gekuppelten Oefen von Forey	61,05 „
5. „ „ belgischen Oefen	60,60 „
6. „ „ gewöhnlichen großen Oefen zu Commentry, die wir hier nicht weiter beschrieben haben	54,00 „

Die Kohlen von Ferrières gaben:

1. In den großen gekuppelten Oefen	54,42 Proc.
2. „ „ gekuppelten Oefen von Birloy . . .	57,85 „
3. „ „ kleinen nicht gekuppelten Oefen von Forey	59,38 „
4. „ „ belgischen Oefen	57,53 „

Der bereits S. 32 ff. im 1. Bande beschriebene Appolt'sche Verkokungsofen ist sehr genau von den Gebrüdern Appolt selbst in den Annales des Mines, 5. Reihe, Bd. 13, S. 417 beschrieben und abgebildet und daraus im Polytechnischen Centralbl. 1859, Nr. 3.

Die schlesische Wochenschrift 1859, Nr. 6, sagt über die Appolt'schen Oefen Folgendes:

»Bei der dem Commerzienrath Kulmiz gehörigen, am Wrangelschacht der Glückhülfsgrube zu Hermsdorf errichteten Kokesanstalt ist im Jahre 1858 ein neuer Ofen nach dem Systeme der Gebrüder Appolt erbaut worden, wie solche bereits seit fast zwei Jahren in Sulzbach bei Saarbrücken und zu Marquise im nördlichen Frankreich mit Vortheil in Anwendung stehen. Der Ofen ist zu Anfang 1859 in Betrieb gesetzt und der Erfolg entspricht den gehegten Erwartungen. Die Vortheile eines solchen Ofens bestehen in Folgendem:

a) Derselbe giebt ohne Nachtheil für die Güte das größte Ausbringen. Während die ältesten schlesischen Oefen bei schlesischer Kohle nur ein Ausbringen von höchstens 55 Proc. ermöglich-

ten und in den schon verbesserten François'schen Oefen (mit erwärmter Sohle und Seitenwänden) circa 62 Proc. erzielt wurden, giebt der Appolt'sche Ofen ein Ausbringen von circa 70 bis 75 Proc.

b) Er besitzt eine nach seinem Fassungsraum große productive Kraft, da in 24 Stunden 96 bis 100 Tonnen Kohlen verkokt werden können. (Jede Kammer wird nämlich mit 8 Tonnen besetzt und nach 24 Stunden entleert.)

c) Er wird mit der größten Leichtigkeit gefüllt und entleert, gestattet daher eine erhebliche Ersparung an Arbeitslöhnen. (Zur Bedienung des Ofens bei einer täglichen Production von 100 Tonnen sind etwa 6 Mann erforderlich.)

Die erzeugten Kokes sind sehr dicht und schwer und würden sich daher besonders bei dem Hohofenbetriebe vortheilhaft verwenden lassen.

Verfahren zum Verkoken der Steinkohlen und zum Entschwefeln der Kokes, von G. Claridge auf dem Pontypool-Eisenwerk und von R. S. Roper auf dem Ebbw-Vale-Eisenwerk. (Polytechn. Centralblatt, 1859, Nr. 2.) — Nach dem Verfahren der Genannten werden zum Verkoken der Steinkohlen Oefen angewendet, welche dicht über ihrem Boden noch mit einem zweiten durchlöcherten Boden versehen sind, auf welchen die Steinkohlen zu liegen kommen. Unter den durchlöcherten Boden leitet man das aus einem Hohofen abgeführte Gas und andrerseits die nöthige Quantität Luft zur Verbrennung desselben. Die bei dieser Verbrennung erzeugte Wärme befördert die Zersetzung der Steinkohle. Um dieselbe möglichst gleichmäßig zu vertheilen, bringt man in dem Raume unter dem durchlöcherten Boden verticale Scheidewände an, die abwechselnd von der Vorder- und Hinterwand etwas abstehen, so daß die heißen Gase in diesem Raume hin- und herströmen müssen. Aus diesem Raume entweichen sie zuletzt in eine Esse, welche die Zersetzungsproducte der Steinkohle aufnimmt, oder in eine andere Esse, welches letztere die Patentträger vorziehen. Der in die Esse führende Kanal ist in jedem Falle mit einem Schieber versehen, durch welchen man den Zug der brennenden Gase reguliren kann. In der Seitenwand des Ofens sind kleine Oeffnungen angebracht, durch welche Luft eindringt, so daß die Destillationsproducte der Steinkohlen zum großen Theil verbrennen und dadurch dum Theil die zum Verkoken nöthige Wärme erzeugt wird, während der andere Theil derselben von den verbrennenden Hohofengasen geliefert wird. Man kann die

Einrichtung auch so treffen, daß die Hohofengase zum Theil durch den durchlöcherten Boden gehen, also direct auf die in Verkokung begriffenen Steinkohlen wirken. Auch kann man die Seitenwände des Ofens mit einem mantelförmigen Raum umgeben, in welchem man die Hohofengase verbrennen läßt, um die Kokesöfen dadurch auch seitlich zu erhitzen.

Das Verkoken mit Anwendung von Hohofengasen wird in gewöhnlicher Art ausgeführt, nur daß man die Kokes noch mit Wasserdampf behandelt, um sie zu entschwefeln. Zu diesem Zweck wird, wenn die Steinkohlen gänzlich in Kokes verwandelt und die Kokes rothglühend, auch die Hohofengase abgesperrt sind, Wasserdampf unter den durchlöcherten Boden eingeleitet, indem man dessen Entweichen in die Esse möglichst verhindert. Der Dampf kann auch vor Beendigung des Verkokens und sogar schon von dem Zeitpunkte an, wo die Steinkohle sich lebhaft zersetzt, angewendet werden; in diesem Falle erfolgt seine Anwendung gleichzeitig mit der der Hohofengase, die man jedoch nur hauptsächlich auf die Seiten des Hohofens wirken läßt. Bei sehr schwefelreichem Koke ist die gleichzeitige Anwendung von Wasserdampf und Hohofengas vortheilhaft. Wenn Wasserdampf angewendet wird, die Benutzung der Hohofengase aber nicht stattfindet, so steht der Raum unter dem durchlöcherten Boden nicht mit einer Esse in Verbindung und der Dampf strömt durch den durchlöcherten Boden aufwärts. Er wird, indem er mit den glühenden Kokes in Berührung kommt, zum Theil zersetzt, wobei sein Wasserstoff sich mit dem Schwefel verbindet und denselben in Form von Schwefelwasserstoffgas fortführt. Man läßt ihn so lange auf die Kokes wirken, bis dieselben möglichst von Schwefel befreit sind. Für eine möglichst vollständige Wirkung ist es nothwendig, daß der Dampf möglichst in dem Ofen zurückgehalten werde, indem man alle Oeffnungen, durch welche er entweichen könnte, verschließt. In dem Ofen steht der Dampf dann in höherem Druck, was veranlaßt, daß er die Kokes vollständig durchdringt und die Entschwefelung desselben möglichst vollständig zu Stande kommt. Indem man so fortfährt, hat man auch weniger Dampf nöthig, als wenn man den Dampf blos durch den Ofen strömen läßt, und andrerseits bleiben die Kokes länger glühend, so daß die entschwefelnde Wirkung des Dampfes auch länger dauern kann. Wenn diese Art der Anwendung des Dampfes keinen genügenden Erfolg giebt, was nur bei Kohlen, die sehr viel Schwefel enthalten, der Fall sein kann, so wendet man überhitzten Dampf an, damit die Kokes nicht oder nicht sehr abgekühlt werden

und der Dampf deshalb seine Wirkung auf sie länger ausüben kann. (Rep. of pat. inv., Nov. 1858, p. 375.)

Verkokungsöfen mit Benutzung der Gase zur Dampfkesselfeuerung. (Lürmann in der Zeitschrift des Vereins deutscher Ingen. Bd. II, S. 14.) — Die Benutzung der Kokesofengase ist auf dem Festlande viel allgemeiner geworden als die Benutzung der Hohofengase; doch scheint es, als wenn der gehoffte Erfolg nicht erzielt worden wäre und kommt man an vielen Orten davon zurück. Da, wo billiges Brennmaterial vorhanden ist, welches mit dem auf den Hütten so häufigen Kokesabfall vermengt werden kann, steht der erzielte Effect in keinem Verhältniß zu den bedeutenden Anlagekosten, welche die nöthigen Kessel- und Röhrenleitungen veranlassen, und den Unannehmlichkeiten, welche die Verbindung der Kokesöfen mit den Dampfkesseln mit sich bringt.

Wenn die Gase der Kokesöfen zur Seiten- und Sohlheizung derselben angewendet werden, wodurch man bessere Kokes und ein größeres Ausbringen erhält, so scheint diese Anwendung jedenfalls vortheilhafter, als wenn man mit denselben wenig Dampf und obendrein noch schlechte Kokes producirt. Man hatte bisher in Belgien, Rheinland und Westphalen fast allgemein Kokesöfen ohne Seiten- und Sohlheizung; die zum Verbrennen der Gase nöthige Luft wurde schon in die Kokesöfen eingeführt und dadurch immer ein Theil Kohlen und Kokes verbrannt, um die nöthige Wärme zur Verkokung zu liefern. Erst seit kurzer Zeit haben sich die Kokesöfen besserer Construction Bahn gebrochen, wie die im Saarbrück'schen schon lange und in großer Anzahl vorhandenen sogenannten François'schen Oefen, die sich dem Princip der Gasretorte nähern, d. h. von beiden Seiten und von unten durch die Gase erwärmt werden. Die Luft zur Verbrennung der Gase wird denselben jedoch erst in den Seitenkanälen zugeführt, so daß sie erst da brennen, wo sie wirken sollen.

Wendet man diese Oefen an, so ist es schwer, die Dampfproduction mit Seiten- und Sohlheizung der Oefen zu verbinden; denn wenn die Kessel, wie bisher gewöhnlich, auf den Kokesöfen liegen, und dabei die Gase erst unter dem Kessel durchstreichen, bevor sie unter die Oefen gehen, so kann man die Erfahrung machen, daß sie die ersten Oefen, unter welche sie treten, nicht heizen, sondern abkühlen.

Wir wollen jetzt die verschiedenen, zur Benutzung der Kokesofengase getroffenen Einrichtungen näher betrachten.

Die Verbindung der Dampfkessel mit den Kokesöfen kann auf dreierlei Art geschehen:

1. Man legt die Kessel auf die Kokesöfen.
2. Man legt dieselben daneben, d. h. in einiger Entfernung unabhängig von den Oefen.
3. Man legt die Kessel unter die Kokesöfen.

1. Die erstgenannte Anordnung ist die bisher gebräuchlichste, und hat dieselbe eine fast allgemeine Anwendung gefunden. Sie hat die Einfachheit für sich und scheint doch nicht zweckentsprechend zu sein, da man sie auf mehreren Hütten aufgegeben. Wir setzen ihre Einrichtung als bekannt voraus.

Sind nun z. B. für 4 Hohöfen 80 Kokesöfen vorhanden, so sind etwa 12 solcher Kessel und eine große Anzahl Dampf- und Wasserleitungen und Armaturstücke nöthig, die ein großes Anlagecapital erfordern. Die Kessel haben keinen Falls die Dauer der gewöhnlichen Dampfkessel, die für dieselbe Dampfproduction construirt sind, da das bedeutende Quantum Kohlen, welches in 36—48 Stunden in 6 Oefen verkokt wird, viel mehr schweflige Gase liefert, die alle an dem Kessel vorbei wandern, als die zum Heizen nöthigen Kohlen liefern würden. Die Röhrenleitungen, die ganz im Freien liegen, sind schwer dicht zu halten und bringen dadurch und durch Abkühlung große Verluste an Dampf mit sich, die besonders im Winter so groß werden, daß der Effect Null wird. Dann wird die Anlage der Reservekessel nöthig, die so groß genommen werden müssen, daß sie die Gebläsemaschinen allein mit Dampf versehen können; man findet die letztern überall in lebhafter Benutzung, und wird es wohl nicht schwer sein zu bestimmen, welchen Effect die auf den Kokesöfen liegenden Kessel dann noch leisten. Man ist häufig genöthigt, das Auspressen der Kokes zu unterlassen, um nur Dampf zu erzeugen, und sieht man sogar, daß die Thüren der Kokesöfen geöffnet werden, um eine lebhaftere Verbrennung der Kokes und somit mehr Wärme zu erzeugen.

Die Reparatur und das Reinigen der Dampfkessel während des Betriebes der Kokesöfen ist sehr schwierig; denn wenn die Gase auch durch die angebrachten kleinen Schornsteine entweichen, so ist die Temperatur des Mauerwerks und somit des Kessels doch noch störend. Die Verbindung der Dampfkessel mit den Kokesöfen ist ferner nicht räthlich, weil dadurch eine Abhängigkeit derselben hervorgebracht wird, die man besonders bei einer Hohofenanlage vermeiden muß, wo jeder

einzelne Theil einen bestimmten Zw.ck zu erfüllen hat, der zum Betriebe des Ganzen nöthig ist.

Wenn diese Uebelstände auch nicht überull gleich bemerkbar gewesen sind, so sind sie doch jedenfalls vorhanden und hat man deshalb zum Beispiel auf der Hütte in Hochdahl bei Düsseldorf

2. die Kessel neben die Kokesöfen gelegt, welche letztere nach dem François'schen System erbaut sind. Auf Taf. IV sind dieselben gezeichnet. Die Gase gehen durch die Oeffnungen A in den Kanal E, dann durch die Oeffnung J (Fig. 11, Schnitt durch den Kanal E), deren Größe von a aus durch einen Schieber regulirt wird, in den Kanal F. Durch die Oeffnung a wird auch die nöthige atmosphärische Luft eingeführt. Aus F treten sie durch die Oeffnungen K (Fig. 10, Schnitt durch die Bodenkanäle) in die Sohlkanäle G und H und gehen endlich entweder durch M, C, D direct in den Schornstein oder zu den Dampfkesseln, wenn der Schieber bei M Fig. 8, Längendurchschnitt, und Fig. 10) geschlossen und der Schieber b geöffnet wird, erst in die Sohlkanäle des Nachbarofens, um diesen besser zu heizen, wenn die Kohlen in demselben schlecht koken, oder wenn derselbe erst angeheizt ist. Die Oeffnungen B (Fig. 9 Querdurchschnitt) dienen zum Einfüllen der Kohlen und sind während der Verkokung geschlossen. Die Gase gehen, nachdem sie zur Seiten- und Sohlenheizung gedient haben, durch D zu den Dampfkesseln, die zugleich mit Rostfeuerung versehen sind, so daß also alle die oben angegebenen Uebelstände fortfallen und diese Anordnung die vortheilhafteste wäre, wenn nicht, wie es wahrscheinlich ist, die Abkühlung der Gase auf dem Wege um die Oefen und zu den Kesseln zu bedeutend und dadurch ihr Nutzen zu gering ist. Die dadurch hervorgebrachten Anlagekosten sind jedoch nicht unbedeutend und wird der Erfolg lehren, ob diese Anordnung anwendbar ist, oder ob die Gase, nachdem sie zur bessern Verkokung gedient, also ihre natürlichste Verwendung gefunden haben, noch warm genug sind, um einen erheblichen Vortheil bei der Kesselheizung zu gewähren.

Um nun, nachdem die Gase zur Seiten- und Sohlheizung gedient haben, ihre große Abkühlung bis zu den Kesseln zu vermeiden, kann man noch

3. die Kessel unter die Kokesöfen legen, wie dies nach der Construction des Herrn Ingenieur Hagen in Hannover auf der neu erbauten Georgs-Marienhütte bei Osnabrück geschieht. Hier bilden 9 Oefen ein System; die Gase eines jeden Ofens gehen durch eine Seitenwand desselben in 4 quer unter den 9 Oefen lie-

gende Kanäle. In jedem der letztern liegt ein schräger Sieder; diese sind vorn außerhalb des Systems durch einen Dampfsammler verbunden, können leicht von demselben getrennt und bei etwaiger Reparatur ohne Störung des Betriebes der Kokesöfen aus den Kanälen heraus- und wieder hineingebracht werden. Auch über diese Einrichtung wird man erst nach längerer Betriebszeit ein Urtheil fällen können.

Eine sehr wichtige zusammenstellende Arbeit über Kokesöfen und Kokeswirthschaft, vom Ingenieur W. Sudhaus, ist in der oben erwähnten trefflichen Zeitschrift, Bd. III, S. 14 begonnen und wird durch mehrere Hefte derselben fortgesetzt; sie wird sehr vollständig werden, und wir verweisen um so eher darauf.

Zweites Kapitel.

Gebläse.

Einen trefflichen Abschnitt über die Gebläse enthält die zweite Auflage von Tunner's schon citirtem „Wohlunterrichteten Hammermeister", Bd. I, S. 165, jedoch können wir nur auf dies Werk verweisen.

Ein sehr zweckmäßig construirtes Cylindergebläse unter der Benennung Schmidt's „Patent-Gebläsemaschine" bekannt, ist von Herrn E. Becker in der Zeitschrift des Vereins deutscher Ingenieure, Bd. II, S. 179 beschrieben. Wir theilen diese Beschreibung mit den einleitenden Bemerkungen mit.

Die Schwierigkeiten, die sich dem Maschinenbauer bei der Construction von Gebläsemaschinen zum Hüttenbetriebe entgegenstellen, sind in der Regel nicht unbedeutend; der Hüttenmann verlangt eine möglichst einfache, leicht zu übersehende Maschine, ihm liegt Alles daran, den Hohofenbetrieb nicht gestört zu sehen, für ihn ist Wind Geld. Die mannigfachen Constructionen, in denen man sich schon bewegt hat, machen das Bedürfniß nach noch vollkommneren Gebläsen recht klar; vor allen andern schienen die liegenden Maschinen mit Schwungrädern bis jetzt den Vorzug zu verdienen, denn sie erfordern die geringsten Kosten für Gebäudeanlagen, lassen sich leicht aufstellen und gewähren den Vortheil, daß im Nothfall eine Reparatur leichter als bei jeder andern Construction zu erreichen ist. Der Nachtheil, daß sich die Kolben und Cylinder ungleichmäßig ausnutzen,

tritt in den Hintergrund; denn dagegen lassen sich Mittel, wie z. B. lange und doppelte Führung der Kolbenstangen und schräge Endflächen der Kolben, anwenden, doch ist es unangenehm, daß man ein sehr langes Gebäude und weit ausgedehnte Fundamente erhält. Verticale Gebläsemaschinen hingegen bedingen ein sehr hohes und kräftiges Gebäude und machen, wenn sie ohne Schwungmassen arbeiten, die Anwendung der Expansion fast unmöglich, weil der Kolben beständig einen ziemlich gleichmäßigen Widerstand findet und daher bei der Anwendung von Expansion ein unregelmäßiger Gang des Gebläses die natürliche Folge wäre, um so mehr, da der Dampf dann gerade in seiner höchsten Spannung ist, wenn der Gebläsekolben den wenigsten Widerstand findet, nämlich im Anfange eines Auf- oder Niederganges, wenn die Luft noch zu comprimiren ist. Ein Nachtheil, der alle Arten von Gebläsen trifft, besteht in dem unvollkommnen Schluß und in der schwierigen Ausführung der Sauge- und Druckventile; die Verluste, die man durch den schädlichen Raum und dadurch erleidet, daß die Aus- und Einströmungsöffnungen in den Gebläsecylinder nicht zeitig genug geschlossen werden, sind oft nicht unbedeutend und werden um so größer, je mehr Oeffnungen man anbringt, während man bei zu geringer Oeffnung in die Schwierigkeit kommt, daß die Luft nur im verdünnten Zustande den Blasecylinder anfüllt.

Diese Hauptübelstände sind im Allgemeinen bei der patentirten Gebläsemaschine des Fabrikdirectors Carl Schmidt (Firma: Laßwitz & Comp., Breslau) vermieden. Auf Taf. IV, Fig. 12 bis 14 ist ein solches Gebläse für einen Hohofen der Walterhütte in Nicolai in Oberschlesien dargestellt. Durch die Anbringung von Schwungrädern wird die Bewegung der Maschine gleichmäßig gemacht und Expansion des Dampfes ermöglicht; durch die Vermeidung von Saug- und Druckventilen und Einführung eines Schiebers werden die Schwierigkeiten umgangen, die ich oben angeführt, und der schädliche Raum auf ein Minimum beschränkt.

Auf eine Grundplatte a ist ein runder Untersatz b geschraubt, der den Blasecylinder c trägt, auf dessen Deckel der Dampfcylinder d steht. Die Kolbenstange des Dampfcylinders überträgt die Kraft an den Kreuzkopf e, von dem erstens die beiden Gebläsekolbenstangen ff und dann die Lenker g g für die Schwungradwelle i ausgehen. Der Kreuzkopf e wird zwischen Coulissen h h geführt. Auf der Schwungradwelle i sitzen die beiden Excentriks k k, welche den Schiebermantel l für den Blasecylinder und den Dampfschieber m be-

wegen. Der Schiebermantel besteht aus den gußeisernen Ringstücken n und o und einem dazwischen genieteten Blechcylinder. Dieser Windschieber macht seine Bewegung analog der des gewöhnlichen Dampfschiebers, d. h. er steht auf der Mitte seines Hubes, wenn der Kolben am Ende steht, und umgekehrt, so daß im Allgemeinen (nur die äußeren Lagen des Kolbens abgerechnet) durch die Oeffnungen p auf der einen Seite eine Communication zwischen dem Blasecylinder und der äußern Atmosphäre, auf der andern Seite des Gebläsekolbens aber die Luft durch die Röhre q q, die sich in den Stopfbüchsen r r bewegen, mit dem Windregulator in Verbindung steht. Geht also z. B. der Gebläsekolben s nieder, so wird durch die oberen Oeffnungen p die Luft über den Kolben gesaugt und gleichzeitig die unter dem Kolben befindliche Luft in den Windregulator gedrückt. Umgekehrt ist es natürlich beim Aufwärtsgange des Kolbens.

In welcher Weise die Dichtung der gußeisernen Ringe n und o erreicht wird, ist aus der Detailzeichnung Fig. 14 ersichtlich; doch ist noch zu bemerken, daß das Gewicht des Schiebers l durch den Wind selbst balancirt wird, da der obere Ring n der comprimirten Luft eine größere Druckfläche als der untere o entgegensetzt, so daß also die Excentrikstange zum großen Theil entlastet wird. Die Bewegung des Dampfschiebers erfolgt ebenfalls durch die Excentriks k k mittelst des Bügels t, der auf die beiden Zapfen u u gesteckt ist und in v seinen Stützpunkt hat. Die Expansion wird am einfachsten mittelst Schleppschieber erreicht.

Ein großer Vortheil dieser Maschinen besteht darin, daß man leicht eine große Einströmungsöffnung für die Luft erreichen kann, ohne den schädlichen Raum um ein Beträchtliches zu vergrößern, und daß man ohne große Schwierigkeit für die Luftkanäle zur Liederung des Gebläsekolbens kommen und die Stellschrauben spannen oder lösen kann. Uebrigens erfordern diese Maschinen eine sehr accurate Arbeit und werden dadurch etwas vertheuert, wenngleich sie in ihrer Zusammenstellung die vorhandenen Constructionen an Einfachheit übertreffen. Dem Nachtheil, daß der Windkolben von Anfang seiner Bewegung an den vollen Druck des Windes zu bezwingen hat, könnte man vorbeugen, wenn man in die Röhren q q noch Ventile hineinlegte; indessen scheint mir dieser Nachtheil nicht erheblich, weil man durch ihn eine größere Gleichmäßigkeit im Ganzen erzielen, und ja auch dem Dampfkolben im Anfange seiner Bewegung der größte Druck ertheilt wird.

Will man mehrere derartige Maschinen auf einem Werke an-

legen, so ist es leicht, sie durch eine Schleppkurbelwelle zu kuppeln, so daß die eine Maschine auf der Mitte, die andere am Ende des Hubes steht; dann kann man natürlich eine hohe Expansion geben, und erreicht immer noch eine große Regelmäßigkeit im Gange, doch liegt der größere Vortheil darin, daß ein ganz kleiner Windregulator zur Ausgleichung der Unregelmäßigkeiten genügt.

Seit 1856 sind auf schlesischen Werken bereits 6 solcher Maschinen in Thätigkeit, die theils für Cupolofen-, theils für Hohofenbetrieb dienen, sich als durchaus praktisch bewähren und eine gefällige Form haben. Die erste derartige Maschine wurde für die Gießerei von Laßwitz & Comp. erbaut. Die zwei für die Waltershütte aufgestellten gekuppelten Maschinen erblasen bei 26 Umgängen zwei Coakshohöfen und liefern aus 6 Stück 2zölligen Düsen 5000 Kubikfuß Wind von 2½ Pfd. Pressung. Dabei arbeiten sie mit ⅕ Füllung der Dampfcylinder und fördern den Wind in einen Regulator von nur 30 Fuß Länge und 6 Fuß Durchmesser, durch den er regelmäßig und nicht stoßweise in die Oefen gelangt. Diese zwei Vortheile sind natürlich nur der Kuppelung beider Maschinen zuzuschreiben. Eine derartige Maschine kostet incl. Windröhren und Aufstellung circa 3000 Thlr. Das für die Gesellschaft „Vulcan" gefertigte Paar, welches mit Condensation versehen wurde, und bei dem die Windkolben 5 Fuß Hub und 5½ Fuß Durchmesser haben, hat einen Preis von circa 15,000 Thlr. und liefert ungefähr doppelt soviel Wind als das Paar für die Waltershüttte.

Die Dimensionen eines sehr großen Gebläses auf der Dowlaishütte in Süd-Wales sind nach der Berg- und Hüttenm. Zeit., 1858, Nr. 36, nachstehende: Das Gebläse wurde im Jahre 1851 errichtet. Der Blasecylinder ist 144 Zoll weit, der Kolbenzug beträgt 12 Fuß und es erfolgen 20 doppelte Züge in der Minute; die Windpressung beträgt 3¼ Pfd. auf den Quadratzoll, die Windröhre ist 5 Fuß weit und etwa 140 Yards (à 3 Fuß) lang, sie erfüllt daher den Zweck eines Regulators. Die Fläche der Eingangsluftventile beträgt 56, und die der Auslaßventile 16 Quadratfuß. Die Menge des in 1 Minute unter dem obigen Druck ausströmenden Windes beträgt 44,000 Cubikfuß. Der Dampfcylinder hat 55 Zoll Durchmesser und 13 Fuß Kolbenzug; er arbeitet mit 60 Pfd. Pressung auf den Quadratzoll, und mit einer Kraft von 650 Pferden. Der Dampf wird unterbrochen, wenn der Kolben ungefähr ein Drittel seines Weges zurückgelegt hat, und zwar mittelst eines gewöhnlichen Haubenventils, in der Nähe der hintern Seite des Schieberventils.

Auch befindet sich an der hintern Seite des Dampfvertheilungskastens ein besonderes kleines Ventil, um die Maschine, wenn sie in Betrieb gesetzt werden soll, mit der Hand steuern zu können. Die Oeffnungen für den Dampf am Cylinder sind 24 Zoll weit und 5 Zoll lang, und das Schieberventil hat einen Lauf von 11 Zoll mit ½ Zoll Uebergriff. Die Maschine arbeitet ohne Condensation, und der Dampf strömt in einen cylindrischen, 7 Fuß weiten und 36 Fuß langen Vorwärmtrog, welcher das Speisewasser für den Kessel enthält. Unter dem Dampfcylinder befindet sich ein, ungefähr 75 Tonnen wiegendes, gußeisernes Gewicht und ein 10,000 Cubikfuß betragendes Fundament aus großen Kalksteinblöcken, von denen einige mehrere Tonnen wiegen.

Der Balancier ist in zwei Hälften gegossen, von denen jede etwa 16½ Tonnen wiegt, und das ganze, auf die Zapfen drückende Gewicht beträgt 44 Tonnen; er ist von einem Endzapfen bis zum andern 40 Fuß 1 Zoll lang und mit der Schwungradkurbel durch einen Bleuel aus Eichenholz, mit eiserner Armatur verbunden. Die Zapfenlager des Balanciers ruhen auf einer, quer durch das Maschinenhaus gehenden, 7 Fuß dicken Mauer, die aus behauenen Kalksteinen besteht, in welcher sie durch 12 drei Zoll lange Schraubenbolzen festgehalten werden. Das Schwungrad hat 22 Fuß im Durchmesser und wiegt etwa 35 Tonnen.

Zur Dampferzeugung dienen acht Cornische Kessel, jeder 42 Fuß lang und 7 Fuß im Durchmesser, die aus $^9/_{16}$ Zoll starken, bestem Staffordshirer Blech bestehen und von einem Ende zum andern eine 4 Fuß weite Röhre enthalten, in welcher ein 9 Fuß langer Rost liegt.

Eine Zeit lang lieferte diese Maschine den Wind für acht sehr große Hohöfen von 16 bis 18 Fuß Weite im Kohlensack, jetzt speist sie mit drei anderen, kleinern Maschinen, 12 Hohöfen, von denen einige mehr als 235 Tonnen gutes Frischroheisen wöchentlich erzeugen; die Gesammtproduction dieser 12 Hohöfen beträgt ungefähr 2000 Tonnen Frischroheisen in der Woche. Die Maschine wurde nach dem Entwurfe des Ingenieurs Samuel Truran auf der Hütte selbst ausgeführt.

Einen von dem Engländer Downie construirten Ventilator beschreibt das Polytechn. Centralbl. 1858, Nr. 13, nach dem Civil Engineer, April 1859, S. 109 wie folgt:

Die bedeutende Betriebskraft, welche zwei Ventilatoren von der gewöhnlichen excentrischen Construction brauchten, veranlaßten Herrn

Downie, den Flügeln sowohl, als dem Gehäuse andere Formen zu geben, und die Betriebskraft der neuen Construction zu untersuchen. Fig. 15 und 16 auf Taf. 29 zeigen diesen neuen Ventilator in zwei Verticaldurchschnitten.

Zunächst mußte darauf Bedacht genommen werden, daß bei den gewöhnlichen Ventilatoren (Fig. 17) an der Einströmungsöffnung in A eine Ausströmung der Luft in der Richtung der Pfeile stattfindet, während sie in dem untern Theile B in der Richtnng der Pfeile nachströmt. Diese Gegenströmung sucht Herr Downie dadurch zu vermeiden, daß er den Blechmantel, wie die punctirte Linie in Fig. 17 zeigt, von C aus noch bis zur verticalen durch die Axe fortsetzte. Diese Abänderung trug schon wesentlich zur Vermehrung des Gebläsequantums bei.

Es mußte nun aber auch ferner auf die Dimensionen der Maschine Rücksicht genommen werden. Ein Ventilator von 4 Fuß Durchmesser hat Einströmungsöffnungen von ungefähr 2 Fuß Durchmesser, was einen Einströmungsquerschnitt von ungefähr 900 Quadratzoll ergiebt, während der Ausströmungsquerschnitt etwa 144 Quadratzoll beträgt. Ferner bedingt die große Einströmungsöffnung ein schmales Gehäuse und kurze Flügel, so daß die Flügel an der Stelle, wo die einströmende Luft sie erreicht, schon eine große Geschwindigkeit haben und nicht ohne bedeutenden Widerstand der Luft ihre Geschwindigkeit mittheilen. Ebenso ungünstig ist die Lage des Austrittspunktes C; denn man kann nicht erwarten, daß eine Luftmenge, welcher durch eine Kreisbewegung nach und nach eine große Geschwindigkeit mitgetheilt worden ist, den Kreis, in welchem die Bewegung erzeugt wurde, in der Richtung seiner Tangente ohne Widerstand verlassen werde, und dies ist gerade der Widerstand, welchen die Gegenströmung in der Richtung der Pfeile A erzeugt.

Mit Rücksicht hierauf construirte Herr Downie den in den Durchschnitten Fig. 18 und 19 dargestellten Ventilator von 4 Fuß Durchmesser mit doppeltem excentrischem Mantel. Hier beträgt der Durchmesser der Einströmungsöffnungen nur $^1/_4$ des Flügeldurchmessers, wodurch der Einströmungsquerschnitt auf 400 Quadratzoll reducirt wird. Die Austrittsmündungen D liegen gegen die Verticale durch die Axe um 45° rückwärts und haben 430 Quadratzoll Querschnitt, also mehr als die Eintrittsöffnungen; Lage und Größe derselben bedingen somit einen leichtern Austritt. Das Flügelrad selbst hat die gewöhnliche Construction; nur ist die gußeiserne Nabe durch eine Blechscheibe ersetzt, an welche die Flügel angenietet sind. Die

Länge der Windleitung bis zur Düse 100 Fuß, und die Pressungen wurden in derselben Entfernung vom Ventilator beobachtet. Zur Messung der Betriebskraft diente ein Bremsdynamometer, und zur Beobachtung der Pressung ein Wassermanometer. Die Resultate sind in der folgenden Tabelle zusammengestellt.

Bezeichnung des Ventilators	Umdrehungen in der Minute	Geschwindigkeit der Flügelenden in der Secunde, in Fußen	Pressung in Zollen, Wassersäule	Betriebskraft in Pferdekräften
Nr. 1 gewöhnl., von 4 Fuß	1500	312,5	7,5	16
„ 2 „ „ 4 „	1200	250	5	12
„ 3 mit doppeltem excentrischem Mantel von 4 Fuß	1500	312,5	10	14

Die Ventilatoren Nr. 1 und 2 brauchten zusammen 28 Pferdekräfte und dabei war der Gesammtquerschnitt der Düsenöffnungen 100 Quadratzoll. Die Resultate mit dem Ventilator Nr. 3 wurden mit einer Ausströmung durch beide Austrittsöffnungen erreicht; als man aber den Wind nur durch die eine Austrittsöffnung austreten ließ, stieg bei gleicher Geschwindigkeit des Flügelrades die Pressung auf $12\frac{1}{2}$ Zoll, und die Betriebskraft ging auf $9\frac{3}{4}$ Pferdekräfte zurück. Bei Ingangsetzung des neuen Ventilators vergrößerte man den Gesammtquerschnitt der Düsenöffnungen auf 160 Quadratzoll.

Andere ebenso construirte Ventilatoren gaben dieselben Resultate. Bei diesen war die Ausführung insofern eine andere, als die Seitenwände an das Windgehäuse angeschraubt waren, damit man bei Reparaturen das Flügelrad leicht herausnehmen kann, ohne die ganze Maschine auseinander nehmen zu müssen.

Wir kommen jetzt zu der Form des Flügelrades, welche in Fig. 1 und 2 dargestellt ist. Herr Downie hatte bisher nur auf die Construction des Gehäuses Bedacht genommen; als es sich aber vor fünf Jahren darum handelte, zwei große Cupolöfen, deren Flammen in einen 200 Fuß hohen Schornstein abgeleitet wurden, mit Gebläse zu versehen, also einen großen und zugleich stark gepreßten Luftstrom zu erzeugen, construirte Herr Downie dieses Flügelrad mit gekrümmten Kanälen, die die Luft von dem Centrum nach der Peripherie führen. Auch diese Construction bezweckte wieder, die Gegenströmung

zu vermeiden, und gleichzeitig sollte die Richtung der Luftströme in den Kanälen allmälig der Ausströmungsrichtung genähert werden.

Die Resultate der Versuche, die mit dieser Ventilatorconstruction auf den North-Woodside-Eisenwerken angestellt wurden, waren, wie folgende Tabelle zeigt, überraschend günstig.

Durchmesser d. Ventilators in Zollen	Umdrehungen in der Minute	Geschwindigkeit der Flügelenden in der Secunde, in Fußen	Pressung in Zollen, Wassersäule	Betriebskraft in Pferdekräften	Gesammtquerschnitt der Düsenöffnungen in Quadratzoll
30	1100	162,5	1,5	5	150
36	1200	188	11,5	8	500
36	1500	235	15,5	10	500
50	1000	218	15,0	12	500
50	1200	260	18,5	15	500

Ein für die Anderston-Gießereigesellschaft gebauter Ventilator von 50 Zoll Durchmesser lieferte bei 1054 Umdrehungen in der Minute oder 230 Fuß Umgangsgeschwindigkeit den Wind für 450 Quadratzoll Düsenquerschnitt mit 14 Zoll Pressung; dagegen hatte der Wind, welchen ein sehr guter gewöhnlicher Ventilator von 42 Zoll Durchmesser bei 1314 Umdrehungen oder 240 Fuß Umfangsgeschwindigkeit für denselben Düsenquerschnitt lieferte, nur 10 Zoll Pressung in Wasser.

Beobachtungen mit dem Aichmaß für Gebläse theilt der k. k. Bergrath von Schwind, der Erfinder dieses Instruments, in der Oesterr. Zeitschr. 1858, Nr. 37 mit; wir verweisen darauf.

Die neuesten und besten senkrechten und horizontalen Cylinder- und andere Gebläse findet man mit Hülfe guter Werkzeichnungen beschrieben in des Verfassers „Berg- u. Hüttenmännischen Atlas", Weimar 1858 u. 1859.

Dritter Abschnitt.
Eisen.

Erstes Kapitel.
Roheisenfabrikation.

Eisenerze.

Der Kohleneisenstein, sogen. Blackband, von dessen Vorkommen im westphälischen Kohlengebirge wir im 1. Bde. dieses Werks, S. 14 sprachen, ist auch, wie Bergdirector Dannenberg in der Allgem. Berg- u. Hüttenm. Zeit., 1859, Nr. 11 berichtet, im liegenden Flötze der Steinkohlengrube „Emilie Anna" bei Gablau in Niederschlesien vorgekommen und wird für die Vorwärts-Hütte bei Waldenburg gefördert. Mit ihm findet sich auch kieseliger Sphärosiderit und Spatheisenstein, flötzartig bis jetzt nur in Westphalen gefunden (Bd. 1, S. 9).

Probiren der Eisenerze.

Eine volumetrische Analyse des Roth- und des Magneteisensteins beschreibt Dr. Wallace in Glasgow im Polytechn. Journal, Bd. 149, S. 400 und bemerken wir darüber durch das Polytechn. Centralbl., 1859, Nr. 3, Nachstehendes:

Fasriger Rotheisenstein und Magneteisenstein lösen sich bekanntlich selbst in der stärksten Salzsäure so schwer auf, daß einige Stunden erforderlich sind, um die zur Analyse nothwendige Quantität aufzulösen. Diese Schwierigkeit wurde durch eine Entdeckung des Herrn Hatton beseitigt, welcher fand, daß, wenn man die Zinnauflösung stufenweise in dem Maße zusetzt, als sich das Eisenoxyd

auflöst, der Proceß in einigen Minuten beendigt werden kann. Der Verfasser benutzt dieses Verhalten zur Analyse der genannten Eisensteine, indem er folgendes Verfahren befolgt, welches sich ihm als sehr genau erwiesen hat.

Man bringt 1—2 Grm. des gepulverten Erzes*) in einen kleinen Kolben, nebst einer halben Unze der stärksten Salzsäure, und erhitzt das Gemische. Eine concentrirte Zinnchlorürlösung (durch Auflösen von krystallisirtem Zinnsalz in salzsäurehaltigem Wasser dargestellt) von 1,6 spec. Gewicht wird nun allmälig eingetröpfelt, bis das Erzpulver gänzlich aufgelöst ist, oder wenigstens alles Eisenoxyd aufgelöst ist, und die Flüssigkeit eine blaßgelbe Farbe bekommt. Dazu sind nur beiläufig 3 Minuten Zeit erforderlich, wenn man während des Processes erwärmt. Man setzt nun aus einer Bürette eine Mischung von 5 Theilen der erwähnten concentrirten Zinnlösung mit 95 Theilen Wasser zu, bis die Eisenauflösung ganz farblos wird. Aus der Farbe der Flüssigkeit erkennt man ganz genau, wenn die Reduction vollständig bewerkstelligt ist; denn wenn die Flüssigkeit nur noch eine schwache, aber doch deutliche gelbe Farbe hat, so wird der Zusatz eines einzigen Tropfens der verdünnten Zinnlösung die Mischung vollkommen farblos machen. Der Irrthum, welcher durch den Zusatz einer zu großen Menge des Reductionsmittels veranlaßt werden könnte, beschränkt sich daher bei sorgfältigem Manipuliren auf einen Tropfen der verdünnten Zinnlösung. Die das reducirte Eisenoxyd enthaltende Lösung wird nun stark verdünnt und das Eisen nach dem bekannten Verfahren von Margueritte oder von Penny bestimmt. 100 Theile zweifach-chromsaures Kali entsprechen 88 Theilen metallischen Eisens oder 125,7 Eisenoxyd.

Bei der Analyse von Magneteisenstein oder von geröstetem Thoneisenstein oder Kohleneisenstein muß man zwei Versuche machen, um den Gehalt an Oxydul und Oxyd zu bestimmen. Wenn das Mineral sich in Salzsäure leicht auflöst, wird das Oxydul in gewöhnlicher Weise bestimmt, und der Gesammtbetrag des Eisens nach dem vorher beschriebenen Verfahren; ist das Mineral aber schwer löslich, so kann man die beiden Oxyde durch einen einzigen Versuch folgendermaßen bestimmen. Man erhitzt eine geeignete Menge (1 bis 2 Grm.) des Erzes mit einer halben Unze Salzsäure, wie es oben

*) Einige dieser Mineralien sind so hart, daß man sie in einem gewöhnlichen gußeisernen Mörser nicht pulverisiren darf; sie würden von demselben soviel abreiben, daß das erhaltene Pulver 1—2 Proc. metallisches Eisen enthielte.

angegeben wurde. Eine Bürette wird mit verdünnter Zinnlösung (ein Theil der erwähnten concentrirten Zinnlösung mit neun Theilen Wasser gemischt) gefüllt und von dieser allmälig zugesetzt, bis alles Eisenoxyd reducirt ist. Nachdem man die Anzahl der verbrauchten Abtheilungen genau abgelesen hat, macht man einen ähnlichen Versuch mit 1 Grm. reinem, frisch geglühtem Eisenoxyd, wobei man die in der Bürette zurückgebliebene Flüssigkeit zur Reduction benutzt. Eine einfache Berechnung ergiebt den Betrag der Eisenoxyde im Erze. Die Gesammtmenge des Eisens wird durch zweifach chromsaures oder übermangansaures Kali bestimmen.

Thonerde, wenn sie in der Lösung ist, kann auf folgende Art bestimmt werden: die beiden Oxyde (Al_2O_4 und Fe_2O_4) werden zusammen durch Ammoniak gefällt, und der Niederschlag wird gesammelt, getrocknet und wie gewöhnlich geglüht. Nachdem man das Gewicht des Niederschlags bestimmt hat, pulverisirt man ihn in einer kleinen Reibschale; das Pulver wird geglüht, um Spuren von Feuchtigkeit, welche es aus der Atmosphäre absorbirt haben kann, auszutreiben, und dann gewogen. Das in dem Niederschlag enthaltene Eisenoxyd wird nun nach dem für den Rotheisenstein beschriebenen Verfahren bestimmt und der beim Pulverisiren erlittene Verlust auf solches berechnet. Die Differenz zwischen dem ursprünglichen Gewicht des Niederschlags und demjenigen des Eisenoxyd ergiebt den Betrag der Thonerde.

Ueber die quantitative Bestimmung des Gesammtkohlenstoffs in Roheisen und Stahl hat Dr. Julius Löwe in Frankfurt a. M. eine sehr tüchtige Arbeit im Polytechn. Journal, Bd. 148, S. 432 ff. geliefert, auf die wir jedoch nur verweisen können.

Construction der Hohöfen.

Eine sehr wichtige Arbeit über die Construction der Hohöfen hat ein Waleser Hüttenmann, Parry, im 1. Quartalheft der „Proceedings of the South Wales Institute of Engineers“ von 1858, S. 25 ff. unter folgendem Rubrum mitgetheilt: Ueber die hauptsächlichsten Ursachen der Betriebsstörungen der Hohöfen, deren Gichtgase benutzt werden, und über die Mittel zu ihrer Verhinderung; nebst allgemeinen Betrachtungen über die beste Form und die besten Verhältnisse der Hohöfen. Wir theilen das Folgende aus unserer deutschen Bearbeitung der englischen Abhandlung in der Allgem. Berg- und Hüttenm. Zeitung 1859, Nr. 4 und 5 mit und bemerken,

daß die Auffangung und Benutzung der Gichtgase, obgleich streng genommen, erst weiter unten aufzuführen, nicht füglich von der Hohofenconstruction getrennt werden können.

Es ist eine bekannte Sache, daß Hohöfen, denen die Gichtgase entzogen, in Röhren an entfernte Punkte geführt und dort auf irgend eine Weise benutzt, statt wie gewöhnlich in der Gicht selbst verbrannt zu werden, Störungen des Betriebs erleiden. Es ist ferner bekannt, daß verschiedene Hohöfen auf verschiedene Weise und manche der Art gelitten haben, daß man die Benutzung der Gase wieder aufgeben mußte. Manche Hüttenleute sind der Meinung, daß die Verschiedenheit in der Zusammensetzung der Erze aus verschiedenen Grubendistricten in einer gewissen Verbindung mit den Störungen stehen, weshalb dieselben in einem Hüttendistricte bemerkbarer sind, als in dem andern. Andere sind der Meinung, daß es wesentlich für den Betrieb sei, die Verbrennung der Gichtgase über der Erzschicht zu bewirken.

Der Zweck des Hrn. Parry ist der, zu zeigen, daß, wenn die Gase gesammelt werden, nachdem sie den Hohofen wirklich verlassen haben und nicht eher, dessen Betrieb nicht gestört werden könne. Um dies zu bewirken, müssen sie aus einem Raume abgeleitet werden, der über der Beschickungsoberfläche in der Gicht angebracht ist; denn werden sie aus irgend einem Punkte darunter aus dem Ofen selbst und unter der Oberfläche der Erzgicht entnommen, so leidet der Betrieb mehr oder weniger. Es ist dies eine Folge von dem Umstande, daß der aufsteigende Strom der heißen reducirenden Gase von ihrer gewöhnlichen regelmäßigen Richtung abgelenkt wird, indem dieselben in jeder gegebenen Höhe, dem ganzen Querschnitt des Ofens nach, gleiche Geschwindigkeit haben müssen. Werden daher die Gase durch Seitenöffnungen in dem Schachtfutter abgeleitet, so werden die an denselben liegenden Theile der Beschickung stärker erhitzt und erleiden eine stärkere chemische Einwirkung, als die in der Mitte befindlichen Theile. Leitet man aber die Gase aus der Mitte des Ofenschachtes ab, indem man eine Röhre unter die Oberfläche der Beschickungs- und Kokesgichten einsenkt, so erlangt der mittlere Theil eine höhere Temperatur als die Seitentheile und es hat dies einen nachtheiligen Einfluß auf das Eisen und den Brennmaterialaufwand. Es soll dies durch die folgende Darstellung der bei mehreren verschiedenartig eingerichteten Hohöfen beobachteten Betriebsstörungen, sowie der Mittel, die zu ihrer Correction verwendet werden, näher erläutert werden.

Das erste, zum Auffangen der Gase angewendete Verfahren war

dasselbe, als das auf dem Continente angewendete. Eine eiserne Röhre wurde in die Gicht eingelassen, so daß ihr unterer Rand etwa 7 Fuß unter dem Gichtrande stand und sie etwa 3 Fuß enger als die Gichtöffnung war, und ein ringförmiger Raum von etwa 1½ Fuß Weite zwischen dem Cylinder und dem Schachtfutter in der Gicht blieb. Aus diesem Raum mußten die Gase, in Folge des in dem Ofen stattfindenden Drucks, durch eine Röhre in dem Ofengemäuer ausströmen. Wenn nun die Gichten nicht zu tief in dem Cylinder niedersanken und ihn gegen den umgebenden Raum abschlossen, so konnte nur ein Drittel oder ein Viertel von dem Gase in die freie Luft entweichen, während das Uebrige in den genannten ringförmigen Raum überging. Wurde nun ein solches Verfahren ununterbrochen fortgesetzt, so zeigten sich fortwährend Betriebsstörungen mit ihren gewöhnlichen Begleitern: schwarzen Schlacken und schlechtem Roheisen. Es ist ganz klar, daß, wenn der Cylinder mit der Erzgicht gefüllt erhalten wird, diese Füllung als ein loser Verschluß für den Gasstrom wirkt, der durch den Druck von unten aufwärts und nach dem ringförmigen Raum, wo der Widerstand geringer ist, gedrängt wird, so daß die Erze oder die Beschickung im mittlern Theile des Ofens von dem aufwärts gehenden Strome nicht gehörig durchströmt und erhitzt werden. Die diesen kalten Kern umgebende Beschickung erlangte dagegen einen außergewöhnlichen Hitzgrad, welches sich durch das Verbrennen der Röhren und des anliegenden Theils von dem Schachtfutter erwies. Es wurde demnach die Beschickung in dem äußern Theile des Ofens reducirt und vollständig gekohlt (?), während die den mittlern Theil einnehmende, je nach dem Grade der Ablenkung des aufsteigenden Stroms der heißen Gase von ihm, nach der Schmelzzone hinabsinkt, ohne durch und durch reducirt und gehörig gekohlt (?) zu sein, während ein Theil davon selbst noch im oxydirten Zustande sich befindet. Vermengt sich nun dieser Theil der Beschickung mit dem hinlänglich reducirten und schmelzen beide zusammen, so entstehen ein schlechteres Roheisen und schwarze Schlacken von dem unreducirten Erze.

Wenn man den eisernen Cylinder in der Gicht nur theilweise mit Beschickung gefüllt erhielt, so konnten weit mehr Gichtgase in die Atmosphäre entweichen, als man erwarten durfte, und es durchströmten daher mehr davon den mittlern Theil des Ofens. Bei mehreren Hohöfen hat man diese Bemerkung gemacht, daß bei einem solchen Verfahren, wobei jedoch weniger haushälterisch mit dem Gase umgegangen wurde, der Betrieb ein weit besserer war. Hohöfen mit

Schächten von verschiedener Form erlitten verschiedenartige Störungen, je nach der Art und Weise der Gasableitung. Bei den älteren Schächten mit engen Gichtöffnungen waren die Störungen weit geringer, als bei den neueren Schachtformen mit weiteren Gichten. Die Versuche, aus den letzteren einen bedeutenden Theil der Gase durch Einhängen enger Röhren oder Cylinder abzuleiten, mißlangen, und es mußten daher dieselben durch weitere ersetzt werden. Es kann die Frage aufgeworfen werden, ob, da man dieselbe Wind- und Brennmaterialmenge anwendet als vorher, der aufwärts steigende Strom heißer Gase nicht dieselben reducirenden und kohlenden Wirkungen auf die aufliegende Masse ausüben müssen, möge seine Richtung, welche er beim Aufsteigen in die höhern Theile des Ofens nimmt, sein welche sie wolle; denn wenn er auf den mittlern Theil der Beschickungsgicht nicht gehörig eingewirkt hat, so würde der äußere mantelförmige Theil diese Einwirkung um so mehr erfahren haben. Berücksichtigt man aber, daß das Eisen nur ein gewisse Menge von Kohlenstoff und nicht mehr aufnimmt, so folgt, daß nachdem es dieses Verhältniß erhalten hat, und in den äußeren Theilen des Ofenschachtes, wo viele heiße Gase vorhanden sind, der Kohlung noch weiter ausgesetzt wird, es mit keiner weitern Menge verbunden werden und den Mangel an Kohlenstoff ersetzen kann, den es in den innern Theilen nicht erlangen konnte.

Es ist jetzt hinlänglich erwiesen, daß das Ableiten der Gase aus den Hohofenschächten durch die Seitenwände, mag nun ein gußeiserner Cylinder in der Gicht eingelassen, oder mögen ringsum in dem Schachtfutter Oeffnungen angebracht sein, welche zu einem jenes umgebenden Raum führen, nicht ohne größere oder geringere Benachtheiligung des Betriebes bewirkt werden kann und daß daher irgend eine andere Einrichtung getroffen werden muß. Da nun die Störung dadurch entstand, daß man die Gase in einem Punkte unter der Oberfläche der Beschickungsgicht und von den Seiten des Schachtfutters ableitete, so scheint die einzige zweckmäßige Methode darin zu bestehen, daß man die Gase in einem Raum über der Oberfläche der Gichten sammelt, wodurch der Druck über der ganzen Oberfläche der Gichtöffnung ausgeglichen wird, so daß die Gase gleich frei aus der Mitte als von den Stücken aufwärts strömen können. Es wird dadurch der Ofen in seinen ursprünglichen Zustand zurückversetzt, indem die Richtung der Ströme von heißen Gasen nach aufwärts durchaus keinen ungleichen Widerstand erfährt, weil sämmtliche Gase und nicht nur ein Theil benutzt werden. Um aber eine solche Gaskammer zu

bilden, muß die Gichtöffnung verschlossen und das Aufgeben muß durch einen Trichter- oder Aufschütter bewirkt werden. Es wurden verschiedene Formen vorgeschlagen, und die zuletzt angenommene war ein konischer Aufgeber, ähnlich dem, wie er schon im Jahre 1844 (in England) durch Beschreibungen und Abbildungen bekannt und auf der Codner-Park-Hütte angewendet war; er hatte den angeblichen Vortheil, daß das Erz an den beiden Seiten oder an dem Futter in den Ofen gelangten.

In seiner jetzigen Form bildet er einen sehr zweckmäßigen Verschluß der Gicht, und es wird dadurch auch jeder Vortheil des Aufgebens in Verbindung mit der Auffangung der Gase erlangt, der nur bei offner Gicht zu erreichen ist.

Herrn Parry ist gesagt, daß eine ähnliche Vorrichtung zum Aufgeben bereits im Jahre 1800 auf den Cyfarthfa-Eisenwerken in Gebrauch gewesen sei; der Kegel war in der Gichtöffnung angebracht und das Aufgeben erfolgt mittelst Körben auf den Scheitel des Kegels. Bei einem solchen Verfahren beim Aufgeben der Gichten mußten die großen Stücke der Kokes und der Beschickung nach der Mitte des Schachtes zu fallen und es mußten dort die Gase ungehinderter aufwärts strömen können. Wenn ein Apparat dieser Art an einem Ofen älterer Art mit konischem Schacht und enger Gicht in der Absicht angebracht worden ist, um sämmtliche Gase aufzufangen, so hatte das einen guten Erfolg und der Hohofen producirte wie gewöhnlich, je nach den Erzsätzen, jede Art von Roheisen, wie dies von mehreren Hohöfen bewiesen wurde. Herr Parry war daher der Meinung, daß das Princip, die Gase von der Oberfläche der Beschickung abzuleiten, und die konische Form der Aufgeber, die einzigen unerläßlichen Bedingungen für die Betriebserfolge aller Hohöfen seien. Selbst einige ursprünglich mit zu engen Gichten versehene Oefen wurden durch das neue Verfahren beim Aufgeben dadurch verbessert, daß die Oberfläche der Erzgichten stets etwa 6 Fuß unter dem Gichtrande blieb, wo der Schacht wegen seiner konischen Form weiter war. Weitere Versuche haben jedoch die Unrichtigkeit dieser Folgerung bewiesen.

Ein in der Gicht weiterer Hohofen wurde mit demselben Aufgeberapparat, der sich bei den früheren Beispielen so erfolgreich bewiesen hatte, versehen; allein es zeigten sich dieselben Betriebsstörungen, wie in den Fällen, wo ein Theil der Gase durch eine in die Gicht eingehängte Röhre aufgefangen wurde. Herrn Parry kam selbst der Fall vor, daß ein Ofen nur bis 6 oder 9 Fuß von dem

Gichtrande entfernt gefüllt werden konnte, wo er 13½ Fuß weit war, welches von der starken Wölbung des Schachtes in der Nähe der Gicht herrührte, so daß der Betriebsraum ein ganz anderer war, indem er 37 Fuß Höhe statt 44 und eine, statt 8 Fuß, 13½ Fuß weite Gicht hatte. Daß ferner, da die Erze an den Wänden lockerer liegen als in den Centraltheilen des Ofens, die Gase sich dort freier entwickeln müssen als hier, und zwar in einem, aus den verschiedenen Peripherien zu folgernden Verhältniß von 25 zu 42. Es wurde in der Nähe der Rast ein Loch in die Ofenwände gebohrt und man fand das Gesagte, jedoch in einem noch höhern Grade, bestätigt. In einem Kranz, 2 Fuß von dem Futter entfernt, zeigten sich die Schmelzmaterialien weißglühend, allein etwas weiter nach der Mitte zu fanden sich Stücke von schwarzem Kokes und Eisenstein, die noch nicht rothglühend geworden waren. Der Aufgebeapparat wurde nun 5 Fuß höher angebracht, so daß die Gichtenoberfläche nur in geringer Entfernung von der alten Oeffnung entfernt blieb, worauf sein Gang wieder der gewöhnliche wurde. Die verminderte Höhe war nicht allein die Ursache des unregelmäßigen Betriebes, wie später bewiesen wurde. Der Hohofen wurde nämlich, da er reparirt werden mußte, ausgeblasen und es wurden diese Reparaturen in dem Maße ausgeführt, als sie für zweckmäßig durch die erlangte Erfahrung erkannt worden waren; die Höhe betrug 37, die Gichtweite 7½ und die Kohlensackweite 15 Fuß. Derselbe Aufgebeapparat, der vorher schlechte Resultate gab, wurde wieder angewendet, und der nun seit dem Wiederanblasen fünf Jahre lang betriebene Hohofen hat eine bedeutende Production von Gießerei-Roheisen gegeben, hat alle Gase benutzt und dennoch eben so wenig Störungen veranlaßt, wie ein Hohofen mit offner Gicht.

Hier scheint also der wirkliche Schlüssel von der erfolgreichen Benutzung der Gase gefunden zu sein. Der Gichtdeckel hat keinen Einfluß auf die Wirksamkeit des bis obenhin vollgehaltenen Hohofens, dessen Schacht die zweckmäßigen Verhältnisse hat. Unter der Gichtweite müssen wir den Durchmesser von demjenigen Theil verstehen, der die mittlere Höhe der Erzgichten-Oberfläche darstellt und nicht die der eigentlichen Gichtöffnung. Es entsteht nun die Frage, in welchem Verhältniß die angenommene Gichtweite zu der Kohlensackweite, als der größten Weite des Schachtes, steht, und an sich diese zu der Höhe desselben verhält, um die höchste Production und die größte Brennmaterialersparung zu erlangen. Diese vollkommenen Verhältnisse können aber nur dann erreicht werden, wenn die iso-

thermischen Linien in dem Ofen parallel mit dem Horizont sind, d. h. wenn die Temperatur der Schmelzmaterialien in irgend einer gegeben Höhe durch die ganzen horizontalen Querschnitte in den Höhen gleich ist und wenn die Materialien folglich in einem gleichartig vorbereiteten Zustande an die Schmelzzone gelangen. Wir haben gesehen, daß, wenn die Gicht eines Hohofens zu weit ist, die erhitzten Grade eine größere Tendenz haben, an den Seiten als in der Mitte aufwärts zu strömen, dadurch die Horizontalität der Linien von gleicher Temperatur zerstören, so daß sie gekrümmt werden, und zwar die convexe Seite nach unten. Es werden daher Erze von verschiedener Temperatur und von verschiedenen Graden der Vorbereitung irgend einen horizontalen Querschnitt des Ofens einnehmen. Indem dieselben nun die Schmelzzone hinabsinken, veranlassen sie Nachtheile, die im Verhältniß zur Größe der Biegung der Curven und ihrer Abweichung von der Horizontale stehen. Ist dagegen die Gichtöffnung eines Ofens im Verhältniß zu dem andern Theile zu eng, so werden die meisten Gase in der Mitte aufwärts strömen, während die Beschickung rings an den Wänden verhältnißmäßig ohne Einwirkung bleiben. Man wird leicht einsehen, daß dieselben Nachtheile, welche in dem andern Fall beschrieben sind, hier eintreten müssen, und daß die isothermischen Linien nach unten concav statt convex sind, so daß, wie vorher, durch jeden horizontalen Querschnitt des Ofens Erze von verschiedenen Temperaturen und von verschiedenen Graden der Reduction oder Kohlung, je nach der Tiefe, die sie im Ofen erreicht haben, geben. Herr Parry kennt keinen extremen Fall dieser Art, der nur sehr selten ist; allein er leitete auf dem Dowlais-Eisenwerke einen Ofen, von 6 Fuß Weite in der Gicht und von 15 Fuß Weite in dem Kohlensack, dessen schlechter Betrieb dadurch verbessert wurde, daß er die Gicht auf 9½ Fuß erweiterte. Die Production wurde verdoppelt, während der Brennmaterialverbrauch auf die Tonne Roheisen auf die Hälfte vermindert, die Qualität des letztern aber verbessert wurde. Es ist bereits gezeigt, daß Hohöfen, die ursprünglich mit einer zu engen Gicht versehen sind, den schlechten Betrieb durch einen konischen Aufgeber von geringem Durchmesser verbessern können. Ebenso können die mit dem entgegengesetzten Fehler behafteten und in der Gicht zu weiten Hohöfen bis zu einem gewissen Grade verbessert werden, wenn die Wände fast senkrecht sind oder sich nicht rasch nach unten zu erweitern. Es geschieht dies durch Anwendung eines so weiten Kegels als er nur in die Gicht eingelassen werden kann, indem dadurch die Erze dicht an

dem Schachtfutter aufgegeben werden, so daß die großen Stücken nach der Mitte des Ofens zu fallen und das Ausströmen der Gase in dieser Richtung erleichtert wird. Geschieht dies nicht, so erhält die Oberfläche der Gichten eine concave oder beckenförmige Gestalt, und folglich eine verminderte Höhe und geringeren Widerstand gegen den in der Mitte aufsteigenden Strom. Dieses Princip der Verbesserung des Aufgebens so mangelhaft construirter Hohöfen kommt bei solchen mit offener Gicht, bei denen die Gase unbenutzt entweichen, häufig vor. Das Aufgeben erfolgt dicht am Gichtrande, so daß die größern Stücken nach der Mitte zu rollen, die kleinern an dem Umfange liegen bleiben und den Gasstrom verdrängen.

Wirft man die Frage auf, welche Form und welche Verhältnisse ein Hohofen haben müsse, um die besten Resultate in Beziehung auf Beschaffenheit des Roheisens und Brennmaterialersparung zu erlangen, mögen die Hohöfen nun mit einer offnen Gicht oder mit einem Apparat zum Auffangen der Gase betrieben werden, so giebt die Erfahrung folgende Antwort an die Hand. Wenn die Gicht halb so weit als der Kohlensack ist, so erlangt man einen guten Betrieb, und jede Abweichung von diesem Verhältnisse nach irgend einer Seite hin hat die ernstlichsten Störungen zur Folge. Es scheint aber auch, daß die Höhe des Ofens in einem gewissen Verhältnisse zu dem größten Durchmesser stehen müsse, um ein recht gleichförmiges Aufströmen der Gase durch alle Theile der Beschickung zu bewirken; denn wenn ein Ofen im Verhältniß zur Höhe zu weit ist, so muß die Rast einen zu kleinen Winkel haben, und es ist dann die Beschickung rings an ihren Wänden zu entfernt von der directen Linie der Gasströme, so daß dieselben auf die Ecken im Kohlensack nicht gehörig einwirken können. Die von Herrn Parry empfohlenen und in mehreren Fällen von der Erfahrung hinlänglich bestätigten Verhältnisse sind folgende: Die Gicht sei halb so weit als der Kohlensack oder weiteste Theil des Schachtes und es liege der Kohlensack in nicht geringerer Tiefe als sein Durchmesser beträgt. In dieser Gegend sei der Schacht nach einer Curve profilirt, damit sie eine bedeutendere Räumlichkeit erhalten kann, als dies bei der konischen Form möglich ist. Der Halbmesser dieser Curve muß in der Verlängerung einer Linie liegen, welche den größten Durchmesser des Schachtes, d. h. den des Kohlensacks darstellt. Macht der Halbmesser einen großen Winkel mit diesem Durchmesser, wie es oft geschieht, um dem Theil des Schachtes über dem Kohlensack eine bedeutende Räumlichkeit zu geben, so kann bei der daraus entstehenden Schärfe der Curve ein Segment von

Erzen bleiben, auf welches die Gase bei ihrem Aufwärtsströmen zu der Gichtöffnung nicht einwirken können, und es werden dadurch größere Nachtheile herbeigeführt, als man durch einen größern räumlichen Inhalt des Ofenschachtes Vortheile zu erlangen im Stande ist. Die Curve wird unterhalb des Kohlensacks fortgeführt, bis daß sie den obersten Punkt der Rast trifft, mit der sie keinen Winkel unter 70° machen darf. Die Rast reiche bis zu der durch die Formen gehenden Ebene; die Höhe vom Kohlensack bis zu den Formen darf nicht geringer als der Durchmesser von jenem plus der Hälfte des Durchmessers von der Ebene, in der die Formen liegen, sein.

Diese Verhältnisse geben einen Hohofen von irgend einer bestimmten Höhe, mit der größtmöglichen Räumlichkeit, während jeder Theil der Beschickungsgichten der Einwirkung der Gasströme unterworfen ist; ein solcher Ofen ist in Fig. 1 Tafel V im Schachtdurchschnitt dargestellt. Wenn die Höhe das angegebene Verhältniß zum Kohlensackdurchmesser übersteigt, so kann dies nur unnöthige Kosten veranlassen. Die Höhe des Apparats zum Auffangen der Gase, der über der Gichtöffnung angebracht ist, hängt von dessen ganzer Einrichtung ab. Die einen, welche manche Vortheile gewähren, nehmen viel Raum in dem Ofen ein und lassen während des Aufgebens Gase entweichen. Wenn man die wirklichen Grundsätze, nach denen die Gichtgase ohne Störung des Hohofenbetriebes gesammelt und abgeleitet werden können, genauer kennen lernt, so wird wahrscheinlich auch eine Aufgebevorrichtung erfunden werden, welche frei von diesen Mängeln ist.

Man sieht, daß Herr Parry einigen Werth auf die Räumlichkeit eines Hohofens legt, und daß er dieselbe durch eine größere Weite, im Verhältniß zur Höhe, wie sie gewöhnlich den Hohöfen ertheilt wird, zu erlangen sucht. Es ist jedoch gezeigt, daß durch eine gewisse Verengerung der Gicht die Gase an den Wänden mehr aufströmen müssen als in der Mitte. In Hohöfen, die im Verhältniß zur Höhe eng, sind die Störungen, die aus einer Abweichung von den oben dargelegten Verhältnissen der Schacht- zu der Kohlensackweite hervorgehen, nicht ganz so bedeutend. Denn obgleich die Gase in dem einen Theile des Ofens stärker als in dem andern sind, so haben sie doch auch hier eine hinreichende chemische Einwirkung auf die Erze und sie entweichen mit einer höhern Temperatur aus der Gicht, als es der Fall sein müßte, wenn sie gleichförmig auf eine Erdmasse einwirken können. In Oefen von 4200 Cubikfuß Volum fand Herr Parry die Temperatur der entweichenden Gase = 640° F.

(337,7° C.), allein in 6000 Cubikfuß umfassenden Hohöfen betrug die Wärme der entweichenden Gase nur 360° F. (182° C.) und es fand daher ein Unterschied von 280° F. (155,5° C.) statt. Da nun die Wirksamkeit eines Hohofens in dem Ueberschuß der in der Verbrennungszone erzeugten Temperatur über die besteht, welche zur Schmelzung der Erze erforderlich ist, so folgt, daß der Zusatz von diesen 280° F. (155,5° C.) Hitze, welche von den Erzen abwärts gelangen, einen wesentlichen Einfluß auf die Brennmaterialersparung haben muß. Nimmt man nun den Schmelzpunkt der Erze zu 2750° F. (1510° C.) und ferner an, daß die Temperatur in einem mit kalter Gebläseluft betriebenen Hohofen auf 3250° F. (1787,5° C.) steige, so haben wir eine Effectivkraft von 500° F. (278° C.), die entweder verbraucht oder durch die Schmelzung der Erze latent gemacht wird. Wenn aber durch Anordnung von erhitzter Gebläseluft die Temperatur auf 3500° F. (1926,6° C.) gesteigert wird, so kann man die Effectivkraft mit 750° F. (396,6° C.) d. h. mit 50 Proc. über die Schmelzkraft des eine gewisse Roheisensorte erzeugenden Hohofens ausdrücken. Es zeigt dieses Resultat die Vortheile, welche die heiße Gebläseluft gewährt. Ob nun die überschüssige Temperatur von oben oder von unten erfolgt ist, kann keinen Unterschied bei den Resultaten hervorbringen. Daher der Vortheil aus der größern Wärmeabsorption der Erze aus den Gasen in einem großen gegen einen kleinen Ofen, vorausgesetzt, daß beide in einer gegebenen Zeit gleiche Brennmaterialmengen verbrauchen.

Der Grundsatz, auf den diese Ersparung begründet ist, hat wohl nur geringe Aufmerksamkeit auf sich gezogen, welches vielleicht daher rührt, daß die Hohöfen schon eine Reihe von Jahren hindurch eine bedeutende Räumlichkeit erlangt haben, oder weil jede Erweiterung hauptsächlich die Gicht betroffen hat und oft bis zu einer zweckmäßigen Ausdehnung. Dadurch werden aber die Vortheile wieder aufgehoben, die man dadurch gewonnen hat, daß man die Gase mehr nach den Seiten des Ofens abzuleiten suchte. Wenn aber kleine Hohöfen um das Doppelte oder Dreifache ihrer frühern Größe ausgedehnt werden, so treten die Wirkungen deutlicher hervor; eine Brennmaterialersparung von 150 bis 200 Proc. ist das praktische Resultat. Mit einem großen Hohofen aber, der einen räumlichen Inhalt von mehr als 6000 Cubikfuß hat und dessen Gase unter der niedrigen Temperatur von 360° F. (168° C.) ausströmen, wird es fraglich, ob eine weitere Zunahme der Vortheile stattfinden kann, wenn dieselbe Brennmaterialmenge und dieselbe Luftmenge in der

Stunde verzehrt werden wie vorher. Die nothwendig steigende Höhe muß eine entsprechende zerquetschende Wirkung auf das Brennmaterial hervorbringen, und dadurch würde wahrscheinlich der geringen Temperatursteigerung, welche außerdem zu erwarten wäre, entgegengewirkt werden. Dagegen würden manche Oefen von gewöhnlicher Construction bei derselben Höhe, mit sehr großen Vortheilen, fast die doppelte Räumlichkeit haben können.

Obgleich es nicht der Zweck der vorliegenden Arbeit ist, im Allgemeinen in die Theorie der Hohöfen einzugehen, so ist doch so viel darüber gesagt worden, daß die nachstehenden Folgerungen, zu denen wir gelangt, erläutert werden können.

1. Daß bei einem in zweckmäßigen Verhältnissen construirten großen Hohofen die Gase nicht anders aufgefangen und abgeleitet werden können als durch eine Kammer über der Gichtöffnung, d. h. nachdem sie den Ofen wirklich verlassen haben. Ferner, daß der Aufgebekegel nicht größer sein darf als die Hälfte des Gichtdurchmessers, so daß die Beschickung gleichförmig über die ganze Gichtoberfläche vertheilt werden kann, mag die Größe der Stücke sein, welche sie wolle.
2. Daß Hohöfen mit zu engen Gichtöffnungen, im Verhältniß zu der Weite des Kohlensackes, bei denen die meisten Gase den mittelsten Theil durchströmen und daher an den Seiten ein Segment mit niedriger Temperatur zurücklassen, in ihrem Betriebe dadurch verbessert werden können, daß man in der Nähe der Gicht einen Theil der Gase von den Seiten her ableitet. Es wird dies dadurch bewirkt, daß man entweder einen Cylinder von geringer Höhe in die Gichtöffnung einhängt, oder Oeffnungen an den Seiten des Schachtes an der Gicht anbringt. Es leuchtet ein, daß durch solche Einrichtungen ein Theil der Gase von der Mitte nach den Seiten des Schachtes hingeleitet werden und die Temperatur dadurch erhöht wird.
3. Daß in ähnlichen Oefen das Ganze der Gase gesammelt und damit eine Betriebsverbesserung verbunden sein kann, indem man in der Gichtöffnung einen kleinen konischen Aufgeber anbringt. Dadurch wird die Höhe des Ofens vermindert, die Gichtöffnung aber erweitert. Der Verlust an Räumlichkeit wird durch die auf diese Weise veranlaßte Richtung des aufsteigenden Gasstroms nach den äußeren Theilen der Erzgichten mehr als ausgeglichen.

4. Daß im Gegentheil der Betrieb der Oefen mit zu weiten Gichten dadurch verbessert werden kann, daß man in der Mitte eine Röhre einhängt, um den in diesem Falle an der Peripherie vorherrschenden Gasstrom nach der Mitte zu leiten, und die dort geringere Temperatur zu erhöhen.
5. Daß bei ähnlichen Oefen, deren Schächte mehr cylindrisch sind, das Ganze der Gase dadurch benutzt werden kann, daß man einen großen konischen Aufgeber, der die Gicht fast ganz ausfüllt, in denselben anbringt. Die größten Erzstücke rollen der Axe des Schachtes zu und erleichtern dort den Durchgang des heißen Gasstroms, so daß die Temperatur der Materialien an jedem Querschnitt des Schachtes ausgeglichen wird. Dies gleicht den Verlust an Räumlichkeit durch den Raum, den der Apparat beansprucht, aus, und der Ofen wird auf diese Weise in einem guten Betriebe erhalten.
6. Daß es bei der Brennmaterialersparung und bei der Qualität des erblasenen Roheisens ein Gegenstand von größter Wichtigkeit ist, daß die Gase, nachdem sie die obere Grenze der Schmelzzone verlassen haben, einen gleichartigen Grad der Hitze und eine gleiche chemische Veränderung der ganzen aufliegenden Masse nach deren Querschnitt mittheilen. Dagegen ist es nachtheilig, wenn durch eine Ausdehnung der Räumlichkeit, mit der Absicht, mehr Hitze von dem aufsteigenden Strome zu absorbiren, sie die obigen Bedingungen nicht erfüllen.
7. Daß aber, je besser diese Bedingungen erfüllt sind, je weiter der Ofen ist, um so größer auch die Brennmaterialersparung sein muß.
8. Daß die Wirkung der konischen Aufgeber eine gewisse Beschränkung hat, indem es nicht hinreichend ist, die Tendenz des Aufwärtsströmens an den Seiten des Schachtes zu verbessern, sobald die Höhe desselben verhältnißmäßig gering und die Gicht sehr weit ist.
9. Daß in engen und kleinen Hohöfen, die mit einer verhältnißmäßigen Windmenge versehen werden, jede Vorrichtung zum Auffangen der Gase auf der Gicht, ohne Benachtheiligung des zu producirenden Roheisens, angewendet werden kann. Es hat dies seinen Grund in der großen Menge von reducirenden und kohlenden Gasen von hoher Temperatur, welche

alle Theile des Ofens durchziehen und die erforderlichen chemischen Veränderungen bei den Erzen vor ihrer Verschmelzung hervorbringen können. Es würde dagegen jede Abweichung des aufwärtsgehenden Gasstroms von seiner gewöhnlichen Bahn in dem obern Theile eines solchen Ofens seinen Einfluß kaum so weit ausdehnen können als in einem weitern Ofen. Mit andern Worten, es kann eine Ablenkung der Isothermen von der horizontalen Lage nicht eher beginnen, bis ein hoher Punkt in dem Ofen erreicht ist. Ein Brennmaterialverlust, der einer gewissen Verminderung der Räumlichkeit entspricht, muß die Folge sein.

10. Daß bei dem Bau neuer Hohöfen, oder bei dem Einsetzen neuer Kernschächte oder Futter in schon vorhandenen, Einrichtungen zum Aufsaugen aller Gase mit Sicherheit getroffen werden können.

Fig. 1 Taf. V zeigt den senkrechten Durchschnitt von einem Hohofenschacht von der von dem Verfasser vorgeschlagenen Gestalt und den von ihm als zweckmäßig erkannten Verhältnissen, der mit einer Gaskammer und einem Aufgebeapparat zum Aufsaugen aller Gase versehen ist.

Discussion über den obigen Gegenstand zwischen den Mitgliedern der Versammlung. — Herr Roberts von Rhymney bemerkte, daß er durch seine Erfahrungen zu denselben Folgerungen gebracht sei, wie Herr Parry. Er ist der Meinung, daß eine zu weite Gicht den Betrieb benachtheilige, und führt besonders ein Beispiel an, bei welchem ein unter seiner Leitung stehender Hohofen, dessen Gicht man bis auf 14½ Fuß erweitert, sehr schlecht gearbeitet habe und erst dann wieder in einen guten Betrieb gelangt sei, nachdem die Gicht wieder auf 10 Fuß verengt worden. Bei der weiten Gicht wurden anfänglich die Schmelzmaterialien aus den Gichtwagen neben der Oeffnung auf die Platten daneben gestürzt und von dort mit Schaufeln in den Ofen aufgegeben, und solange dieses Verfahren angewendet wurde, war der Ofen in gutem Betriebe. Als man aber auf das gewöhnliche Aufgeben zurückkam, d. h. die Gichtwagen unmittelbar entladete, wurde der Betrieb gestört. Es lag daher klar vor, daß der bessere und schlechtere Ofengang nur von der Art und Weise des Aufgebens abhing. Auf die Form des Schachtes könne Sprecher nicht so viel Gewicht legen als Herr Parry; er könne Hohöfen anführen, die bis zum Ende der Campagne in gutem Gange waren, viel producirten und ein gutes Ausbringen

hatten, die aber nach dem Ausblasen sehr fremdartige Formen zeigten. Einer von diesen Oefen zu Dowlais, der ursprünglich einen etwa 6 Fuß weiten Herd hatte, war ungefähr noch einmal so weit geworden, während der Rastwinkel und andere Dimensionen wesentlich verändert waren.

In Beziehung auf die Auffangung und Benutzung der Gichtgase, so waren die ersten zu Rhymney angestellten Versuche dieser Art erfolglos, und es war Herr Roberts zu jener Zeit sehr gegen dieses System. Eine längere Erfahrung, sowie andere Dimensionen der Gichtweite, des Kegels u. s. w. haben aber diese Einwürfe als unbegründet erwiesen, und es werden jetzt bei einigen dieser Hohöfen alle Gase aufgefangen und zur Feuerung der Dampfmaschinenkessel für die Gebläse verwendet. Es wird dadurch eine sehr bedeutende Brennmaterialersparung herbeigeführt, während der Betrieb der Hohöfen in keiner Weise leidet, sondern der gewöhnliche normale blieb.

Herr James von Blaina ist der Meinung, daß die einzige Grenze der Gichtweite das gehörige und zweckmäßige Aufgeben sei. Eine sehr weite Gicht lasse sich nicht gut füllen und geschlossen erhalten, und er ist daher anzunehmen geneigt, daß das Aufgeben und die Benutzung der Gase schwierig sei. Seiner Meinung nach sei auf die Form des Ofens kein wesentliches Gewicht zu legen, sondern hauptsächlich auf eine große Räumlichkeit der obern Theile, und er glaubt, daß der richtige Weg zu einer wohlfeilen Roheisenerzeugung in einer Erweiterung des Hohofens mit der erforderlichen Pressung und in einer verhältnißmäßigen Windmenge bestehe. Unter dieser Voraussetzung werde jetzt zu Cwmcelin ein 68 Fuß hoher und im Kohlensack 24 Fuß weiter Hohofen erbaut. Er sei weit entfernt zu glauben, daß dieser Ofen groß genug sei; er sehe nicht ein, warum die Production eines, wenn auch ausgedehnten Eisenwerkes nicht auf einen Hohofen von angemessenen Dimensionen beschränkt werden könne; man würde dadurch niedrigere Productionskosten erreichen, als wenn viele Oefen im Betriebe wären, von denen jeder wenig Roheisen producire. Es sei von einigen Mitgliedern der Versammlung bemerkt, daß zum Verschluß der Gichtöffnung ein großer Cylinder zweckmäßiger als ein kleiner sei; er sei derselben Meinung, da sich im ersten Falle die Gichten besser und gleichförmiger aufgeben lassen, als im zweiten. Die zweckmäßigere Oberflächenform der Gichten sei aber die concave, indem bei einer solchen die großen Stücke nach der Mitte des Ofens zu rollten, und dort die erforderliche concentrirte Hitze veranlaßten.

Herr Jones von Dowlais kam auf den Ofen zurück, von welchem Hr. Roberts gesprochen, der in einem in jeder Beziehung guten Betriebe war und nur ausgeblasen werden mußte, weil ein Theil des Schachtfutters eingestürzt war, und ein anderer einzustürzen drohte. Es gebe dieser Ofen ein deutliches Beispiel von der geringen Wichtigkeit, die auf eine sehr bestimmte Form des Schachtdurchschnittes zu legen sei, und gebe ein Seitenstück von den Aberdarer Hohöfen, die jetzt auch außer Betrieb seien, aber ohnerachtet ihrer sehr veränderten Formen in trefflichem Betriebe gestanden hätten. Er spreche für weite Gichten und Kohlensäcke und Rasten von ungefähr 75° Böschung.

Herr Hosgood von Aberdare bespricht den von Jones angeführten Hohofen näher. Derselbe erzeugte noch wenige Wochen vor seinem Ausblasen wöchentlich 200 Tons oder 4000 Ctr. sehr gutes Frischroheisen. Die Weite des Herdes, die ursprünglich 7 Fuß betrug, war 13½ Fuß geworden, die Rast war gar nicht mehr vorhanden und es blieb kaum eine Spur von dem anfänglichen Schachtdurchschnitt. Kürzlich sei in Abernannt ein Hohofen von folgenden Dimensionen angeblasen: Höhe 43 Fuß, Gichtdurchmesser 10 Fuß, Kohlensackdurchmesser 20 Fuß, Weite des Herdes 8 Fuß; man dürfte von diesem Hohofen eine bedeutende Production erwarten.

Herr Thomas Evans warf die Frage auf, mit welchem Winddruck der erstgenannte Hohofen betrieben werde, und Herr Hosgood erwiederte darauf: mit 4—5½ Pfd. auf den Quadratzoll und daß dieser starken Windpressung zum großen Theil die hohe Production zugeschrieben werden müsse.

Herr S. B. Rogers von Nantyglo in Monmouthshire glaubt nicht, daß die genaue Form der Hohöfen eine Sache von Wichtigkeit sei. Ein Hohofen sei ein Gefäß, in welchem gewisse chemische Processe vor sich gingen und dessen Form, seiner Meinung nach, nicht sehr wesentlich sei, so daß, wenn die darin befindlichen Materialien gehörig gegenseitige Verhältnisse haben, um zu schmelzen und um in der erforderlichen Temperatur auf einander gegenseitig einzuwirken, alle Hindernisse und Störungen des Betriebes vermieden werden. Er betrachtet die Roheisenfabrication für den wichtigsten Proceß beim Eisenhüttengewerbe, von dessen Haushaltsverhältnissen das Gedeihen und der Haushalt der folgenden Processe, sowie der Werth des fertigen Eisens abhängt.

Der Vorsitzende war der Meinung, daß die innere Form der Hohöfen im genauen Verhältnisse zu deren Betriebe stehe. Es seien

in der Versammlung Oefen, die unter außerordentlichen Umständen im Betriebe ständen, namhaft gemacht worden. Er meint, es dürfe als Regel gelten, daß Oefen, die ihre ursprüngliche Form am längsten behalten, wenn dieselbe eine richtige war, auch den besten Gang hätten. Die beste Form für bestimmte Materialien sei, seiner Meinung nach, eine Frage der Versuche und Erfahrungen. Hr. Parry gab als Regel den halben Kohlensack-Durchmesser für die Gichtweite an, und ohne Zweifel sei diese Form für das Ebbw-Vale-Brennmaterial die zweckmäßigste; zu Dowlais wäre man durch die Erfahrung zur Annahme einer sehr verschiedenen Form geführt. Man habe dort die Gicht erweitert, so daß manche einen Durchmesser von 14 bis 15 Fuß haben, und die Hohöfen mit den weitesten Gichten ständen im Allgemeinen im besten Betriebe. Man sei durch Erfahrung zu dieser Form gelangt, und habe man in Wales im Allgemeinen die Größe der Oefen seit Jahren gesteigert; von den Vorzügen weiter Gichten habe man sich aber so überzeugt, daß man jetzt einen Ofen mit einer Gicht von 20 Fuß Durchmesser baue. Dieser Ofen erhalte, wie der eine zu Cwmcelin, eine Höhe von 60 Fuß. Er sei mit Hrn. James der Meinung, daß große Hohöfen mit einer bedeutenden Production am wohlfeilsten zu betreiben seien.

Ueber den Einfluß, welchen die Gichtweite auf den Hohofenbetrieb ausübt, theilt der „Berggeist" 1858, Nr. 46, einen Aufsatz mit, der eigentlich eine Widerlegung von dem sein soll, was wir im ersten Bande des vorliegenden Werkes, S. 130 ff. mit dem Engländer Truran und dem Belgier Delvaux de Fenffe gesagt haben. Es wird nämlich von diesen behauptet:

> daß eine weite Gicht eine Ersparung an Brennmaterial bedinge, und zugleich gestatte, rohe Brennmaterialien im Hohofen anzuwenden, zu welchem Ende Truran vorschlug, die Gicht ebenso weit, unter Umständen aber um $^1/_4$ bis $^1/_3$ weiter zu machen, als den Kohlensack.

Truran's Behauptung gründet sich hauptsächlich auf folgende, sehr interessante Beobachtung.

Auf dem großen Eisenwerke zu Dowlais in Süd-Wales war ein Hohofen von 18′ engl. Weite im Kohlensack, und 9′ in der Gicht 15 Jahre lang ununterbrochen im Betriebe gewesen und hatte im Durchschnitt wöchentlich 97$^1/_2$ Tons Roheisen, bei einem Kohlenverbrauche von 225 Pfd. pro 100 Pfd. Roheisen, producirt. Nach dem Ausblasen wurde er neu zugestellt, seine Gicht aber auf 6′ engl., mithin um das 2$^1/_4$fache des früheren Querschnitts verengt.

In der neuen Campagne zeigte der Ofen einen sehr unregelmäßigen Gang; er producirte bei sehr starkem Rohgange, der sich durch die dabei fallenden schweren und schwarzen eisenhaltigen Schlacken documentirte, wöchentlich nur 50¾ bis 71 Tons schlechtes Roheisen und verbrauchte pro 100 Pfd. desselben 350, 400 bis 450 Pfd. Kohlen, also in maximo das Doppelte der frühern Campagne. Als sich der Ofengang nicht ändern wollte, erweiterte man die Gicht wieder auf 9½′ Durchmesser, wonach sich der Gang sofort besserte. Der Ofen producirte jetzt bei geringerem Kohlenverbrauch mehrere Wochen nach einander 194 Tons und in einem sechsmonatlichen Durchschnitte pro Woche 162½ Tons Roheisen.

Berechnet man das wöchentlich verbrauchte Kohlenquantum, so stellt sich dasselbe:

bei der 9′ weiten Gicht auf 219 Tons
" " 6′ " " " 228 "

in beiden Fällen also nahe gleich, während jedoch die Roheisenerzeugung bei enger Gicht fast um das Doppelte kleiner ausgefallen war.

Die Ursache dieser Erscheinungen findet Truran in der geringen Gichtweite; er erklärt sie so, daß, bei der um das 2¼fache verengten Gicht eine gleiche Menge Gichtgase mit einer 2¼fach größern Geschwindigkeit ausströmen mußte, als bei einer 9′ weiten Gicht. Hierdurch wurde ein sehr starker Zug hervorgebracht, der einen Theil des Brennmaterials in den obern Ofentheilen verzehrte und dadurch die Temperatur der Gicht bedeutend erhöhte. Truran erklärt ausdrücklich, daß die Hitze, welche die Temperatur der Gicht bedeutend über 483—538° Celsius (welche er bei Oefen beobachtete, deren Gicht halb so weit war, als der Kohlensack) erhöhte und daselbst das Schachtfutter vorzugsweise zerstörte, nicht aus den untern Theilen des Ofens kam, sondern das Resultat einer theilweisen Verbrennung in den oberen Ofenregionen sei.

Dieser Verbrennung in der Nähe der Gicht unterliegen nach Truran rohe Steinkohlen in höherem Grade, als Koke, weil sie leichter entzündlich sind. Bei engen Gichten wird durch die daselbst herrschende hohe Temperatur sofort nach dem Setzen das Bitumen der Steinkohlen entzündet, die Verkokung nimmt ihren Anfang und ein großer Theil der gebildeten Kokes verbrennt, weil sie einige Stunden lang dem starken Zuge ausgesetzt sind, was so lange dauert, bis dieselben durch neue Sätze eine hinreichende Bedeckung erhalten

haben. Der große Verbrand an Kohlen oder Kokes in der Nähe der Gicht ist daher Ursache, daß die Eisenerze in größerer Ofentiefe nicht mehr das zu ihrer Reduction, Kühlung und Schmelzung nöthige Brennmaterial vorfinden, wovon dann Rohgang und geringe Production die nothwendige Folge ist.

Was nun die Verbrennung angeht, welche nach Trurans Meinung in der Nähe der Gicht stattfindet, so wird wohl kein Hüttenmann glauben, daß sie auf Kosten von freiem Sauerstoffe geschehen könnte, der mit dem Winde in die Formen eingeblasen wurde, und die ganze Höhe des Ofenschachtes bis zur Gicht passirt habe, ohne sich auf seinem Wege mit Kohlenstoff, den er in so großer Menge antraf, verbunden zu haben.

Daß diese Verbrennung auf Kosten von gebundenem Sauerstoffe stattfinden könne, ist möglich, indem die Kohlensäure, welche sich unter den Ofengasen befindet, in der Glühhitze die Hälfte ihres Sauerstoffs an freie Kohle abgeben kann. Daß dieses an der Gicht wirklich geschehe, ist aber sehr unwahrscheinlich, weil die Temperatur derselben die Glühhitze niemals erreicht, außerdem auch die Menge der Kohlensäure, welche durch die Gicht geht, keineswegs so groß ist, daß die Hälfte ihres Sauerstoffs eine solche Hitze erzeugen kann, wie sie Truran in den obern Ofenregionen annimmt; denn die Untersuchungen der Gichtgase, welche Bunsen und Playfair an dem mit Steinkohlen betriebenen 36¾′ hohen Hohofen zu Alfreton in Derbyshire anstellten, wiesen 7 Fuß unter der Gicht nur 7,77 %, 11′ unter derselben nur 9,41 % Kohlensäure nach.

Truran kann also nur gemeint haben, und das geht auch aus seinen Aeußerungen hervor, daß die Verbrennung der Kohlen an der Gicht durch Sauerstoff geschehe, welcher mit der äußern Luft an die Gichtöffnung, und zwar desto stärker zuströme, je größer die Geschwindigkeit der ausströmenden Gichtgase sei.

Daß die den heißen Gichtgasen zuströmende Luft diese entzündet und verbrennt, weiß ein Jeder, der nur einmal einen Hohofen mit heller Gicht arbeiten sah; daß die zuströmende Luft aber auch im Stande sein soll, durch die brennenden Gichtgase hindurch in die obern Ofenpartieen einzudringen, und hier Kohlen zu verbrennen, wie Truran annimmt, ist eine Hypothese, deren Wahrscheinlichkeit nachzuweisen, wohl Niemandem gelingen möchte, da sie allen physikalischen Gesetzen geradezu ins Gesicht schlägt. Die Truran'sche Hypothese, welche den Einfluß der Gichtweite erklären soll, ist

daher als durchaus unhaltbar zu verwerfen; ebenso sicher ist es, daß in dem angezogenen Falle bei dem Ofen zu Dowlais die engere Gicht an dem großen Kohlenverbrande, dem fortdauernden Rohgange und der geringen Production **nicht** Schuld war.

Der wahre Grund für den schlechten Gang des Ofens mit verengter Schicht scheint einfach aus Folgendem hervorzugehen.

Der Hohofen ist ein Gefäß, durch welches Gase mit verschiedener Geschwindigkeit hindurchströmen; ein Theil derselben wird von Außen eingeblasen, ein anderer bildet sich im Ofen selbst. Die größte Geschwindigkeit wird da sein, wo die Gase durch die größte Temperatur die größte Ausdehnung erleiden, und wo die eingeblasenen Gase (der Wind) die größte Geschwindigkeit besitzen, d. i. im Gestelle. Die Geschwindigkeit nimmt ab mit dem Sinken der Temperatur, und der Zunahme des Ofendurchmessers; sie wird also im Kohlensacke schon sehr viel geringer sein, als im Gestelle. Die Gase verdichten sich aber durch Abkühlung desto mehr, je höher sie in dem Ofen steigen, und wenn die Verjüngung des Ofenschachtes nach der Gicht in demselben Verhältnisse, wie die Contraction der Ofengase, stattfindet, so muß ihre Geschwindigkeit beim Ausströmen aus der Gicht ebenso groß sein, wie sie im Kohlensacke war, in den beiden andern Fällen größer oder kleiner.

Der Hohofen ist aber ein Gefäß, in welchem die Gase, nicht ohne bedeutenden Widerstand zu finden, aufsteigen, indem die Stücke der Beschickung und des Brennmaterials ganz unregelmäßige Kanäle bilden, durch welche sich die Ofengase hindurchdrängen müssen; man kann also den Querschnitt eines Hohofens mit einem Siebe vergleichen, das von ungleich großen und ungleich geformten Löchern durchbohrt ist, und dem Durchströmen der Gase ein wenigstens ebenso großes Hinderniß darbietet, wie etwa Düsen von gleichem Querschnitte dem Gebläsewinde.

Wenn nun, wie zu Dowlais, ein Hohofen von bestimmter Construction zur Erzeugung eines bestimmten Quantums Roheisen bestimmte Mengen von Beschickung und Brennmaterial, sowie eine bestimmte Sauerstoffmenge im Gebläsewind erhält, so werden die Gichtgase mit einer gewissen Geschwindigkeit ausströmen, welche einem gewissen Druck im Ofen entspricht. Soll nun die Gicht um das 2¼fache verengt werden und dasselbe Quantum Gichtgase in derselben Zeiteinheit liefern, wie früher, so muß deren Geschwindigkeit größer sein. Diese entspricht einem ebenfalls größern Drucke

im Ofen, welcher aber nicht um das 2¼fache, sondern wenigstens um das 6fache größer sein muß, als im ersten Falle. Sollen nämlich aus zwei Düsen von z. B. 3″ und 2″ Durchmesser in 1 Minute gleiche Windmengen, etwa 534 Cubikfuß, ausgeblasen werden, so muß der Wind der 2zölligen Düse schon 67 Linien Quecksilberdruck haben, während der aus der 3zölligen nur 10 Linien braucht. Mit einem Worte, zur Erzeugung einer 2¼fach größern Geschwindigkeit wird eine 6¾fach größere Kraft erfordert, von welcher durch Reibung und Contraction das 4½fache völlig absorbirt wird.

Wenn nun, wie Truran angiebt, aus der Gicht von 6′ Weite in derselben Zeit wirklich ebenso viel Gase ausgeströmt sind, wie aus der von 9′ Weite, so unterliegt es keinem Zweifel, daß die Spannung der Ofengase im erstern Falle wenigstens 6 Mal größer sein mußte als im letztern. Die so bedeutend vermehrte Spannung konnte aber nur dadurch erzeugt werden, daß man der heißesten Ofenzone eine größere Ausdehnung zu nehmen gestattete und daß man die Windpressung verstärkte. Denn nur auf diese Weise konnte die Kraft wieder ersetzt werden, welche durch eine vergrößerte Geschwindigkeit der Gichtgase verloren ging. Letzteres ist ohne Zweifel geschehen, obgleich Truran nichts davon erwähnt, und ebenso unzweifelhaft ist es, daß Zahl und Querschnitt der Düsen bei der neuen wie bei der alten Zustellung geblieben waren, weil Truran eine so wichtige Veränderung nicht unerwähnt gelassen haben würde.

Wenn nun bei der neuen Zustellung zu Dowlais aus den frühern Düsen mit verstärkter Windpressung geblasen wurde, so führte man dem Ofen in jedem Cubikfuß Wind ein viel größeres Sauerstoffquantum, in derselben Zeiteinheit also eine viel größere Windmenge, auf atmosphärische Dichtigkeit reducirt, zu, als bei der vorhergehenden Campagne.

Die nothwendige Folge davon mußte eine übergroße Verbrennung des Brennmaterials im Gestelle sein, eine Erweiteterung der heißesten Ofenzone, der Verbrennungszone, vielleicht gar bis in den Kohlensack hinein, und eine sehr heiße Gicht. Der Kohlenverbrand mußte daher unverhältnißmäßig hoch ausfallen und nun Rohgang und geringe Production eintreten, weil die Beschickung sich schon in einer Ofenregion theilweise zu verschlacken anfing, in welcher die Roheisenbildung noch nicht einmal fertig war.

Der schlechte Gang des Ofens in der neuen Campagne wurde also nicht durch die Verengung der Gicht, sondern durch den Umstand herbeigeführt, daß man bei verstärkter Windpressung

die Düsen nicht verhältnißmäßig verengte, weshalb dem Ofen absolut mehr Sauerstoff zugeführt wurde, als ihm dienlich war. Hätte man zugleich mit der Gicht auch die Düsen verengt, so würde der Ofen wahrscheinlich ebenso gut gearbeitet haben, wie viele andere Hohöfen mit verhältnißmäßig enger Gicht.

Wenn wir auch die Truran'sche Beweisführung nicht gelten lassen konnten und die enge Gicht gegen den ihr ungerechter Weise gemachten Vorwurf vertheidigen zu müssen glaubten, so gehören wir doch keineswegs zu ihren Freunden. Wir halten im Gegentheil eine weite Gicht für vortheilhafter als eine enge, weil dieselbe dem Ausströmen der Gase weniger Widerstand leistet und eine bedeutende Kraftersparniß bei dem Gebläse gestattet. Unter Umständen wird es ganz zweckmäßig sein, die Gicht ebenso weit zu machen als den Kohlensack; wir erwarten aber von der weiten Gicht keineswegs eine solche Kohlenersparung, wie Truran aus seiner Beobachtung schließt; ebenso wenig sehen wir in der sehr weiten Gicht einen Vorzug für die Anwendung roher Brennmaterialien gegenüber einer solchen von mäßigen Dimensionen.

Die Gicht aber um 1/3 oder 1/4 weiter zu machen als den Kohlensack, scheint geradezu ökonomisch unvortheilhaft, weil in einem trichterförmigen Ofenschachte der todte Mantel im Verhältniß zur bewegten Schmelzsäule viel größer sein muß als bei jeder andern Ofenform, wie man leicht einsehen wird, wenn man die Bewegung des Sandes in einer Sanduhr beobachtet, indem sich dieselbe mit der Bewegung des Schmelzmaterials in einem solchen Ofenschachte vergleichen läßt. Soviel über den mechanischen Einfluß der Gichtweite auf den Hohofenbetrieb!

Jedenfalls verdient diese Meinung aus dem „Berggeist" ebenso allgemeine Beachtung als die früher mitgetheilte Truran'sche. Der Verfasser des vorliegenden Werkes muß freilich entschieden den auch wohl allgemein bewiesenen Satz festhalten, daß die weiteren Gichten eine nothwendige Bedingung für eine richtige Hohofenconstruction sind, ohne der Behauptung Truran's, sie weiter als den Kohlensack zu machen, im Geringsten das Wort reden zu wollen.

Eisenhohöfen mit elliptischem horizontalen Querschnitt. — Auf eine solche Hohofenform hat sich Karl Alger zu Neuburg im Staate New-York patentiren lassen, und das Polytechn. Centralbl. Nr. 17, 1850, hat die Patentbeschreibung deutsch mitgetheilt. In den „Proceedings of the South-Wales Institute of Engineers" Nr. 3, 1858, S. 135 wird ein Vortrag über diesen Hoh-

ofen gehalten und darauf folgen Discussionen unter den Mitgliedern über das Gesagte. Wir theilen hier beides aus dem „Berggeist“ 1859, Nr. 10 im Auszuge mit.

Bei den Eisenhohöfen mit kreisförmigem Querschnitt hat die Erfahrung gezeigt, daß bei Anwendung schwer zertrennlicher Kohle, wie z. B. Anthracit, das Untergestell oder der Herd höchstens 5′ weit sein darf, soll der Betrieb und das Product gut genannt werden können. Die Windpressung muß dabei 4—5 Pfund auf den Quadratzoll betragen, indem dies die schwere dichte Kohle erfordert.

Bei der Benützung leichterer Brennmaterialien, wie Holzkohlen und Kokes, kann der Herd kaum einmal 5 Fuß weit gemacht werden, da ein zu stark gepreßter Wind dieselben unbenutzt verbrennen und daher den Brennmaterialverbrauch beträchtlich erhöhen würde. Auch veranlaßt die Erzeugung von sehr stark gepreßtem Winde einen größern Aufwand für Maschinen und deren Betrieb.

Das Verhältniß zwischen dem Durchmesser des Herdes und des Kohlensackes muß auf Grund der besten Regeln ungefähr das von 1 zu 3 sein, wenn der Betrieb und die Producte gleich gut sein sollen. Wollte man die Production durch eine größere Gestellweite erhöhen, so müßte die Windpressung auch verstärkt werden und dies würde sowohl auf den Brennmaterialconsum als auch auf die Beschaffenheit des Roheisens (welches zu hart würde) einen nachtheiligen Einfluß haben. Außerdem wird durch Wind von mehr als 5 Pfd. Pressung die Festigkeit des Roheisens gefährdet, und ist das Gestell weiter als 5′, so setzt sich leicht Frischeisen an und es entstehen Klumpen und Eisensauen, die den Betrieb stören.

Die Weite der Hohöfen hat daher eine Grenze, die sich nicht überschreiten läßt, und obgleich man schon längst die Vortheile sehr räumlicher Hohöfen erkannt hat, so hat die Aufgabe doch noch nicht ihre volle Lösung gefunden. Der Patentnehmer schlägt aus dem Grunde einen Hohofen vor, dessen horizontale Querschnitte in allen Theilen elliptisch sind und bei welchem alle bis jetzt als zweckmäßig anerkannten Grade der Windpressung beibehalten werden können. Derselbe hat an jeder der langen Seiten eine Reihe von Formen, z. B. sechs, und an jeder von den kurzen Seiten eine Arbeitsöffnung. Die Breite des Untergestelles oder Herdes hängt von der Beschaffenheit des Brennmaterials und der Pressung des Windes ab, wobei man freilich die Beschaffenheit des zu producirenden Eisens und den geringsten Brennmaterialverbrauch im Auge haben muß. Die Länge

des Gestells wird dagegen durch die Productionsmenge in einer bestimmten Zeit bedingt.

Der Discussion, die nach Vortrag des Obigen zwischen den Mitgliedern der Gesellschaft bestand, entnehmen wir Folgendes:

Ein Mitglied bemerkte, daß, soweit seine Erfahrung reiche, er in dieser neuen Hohofenform keinen Vortheil sehen könnte. Mit einer bis auf 4 Pfd. auf den Quadratzoll erhöhten Pressung könne man, wenn es erforderlich sei, in einem größern Waleser Ofen wöchentlich 200 Tons (4000 Ctr.) erblasen; allein es könne der Herd nicht ohne verhältnißmäßige Erhöhung der Pressung erweitert werden. Die gewöhnliche Windpressung betrage 3 bis 3½ Pfd. auf den Quadratzoll, und dieser dringe bis in die Mitte des Ofens. Die Herde hätten durchschnittlich eine Weite von 7 Fuß und Sprecher halte es für eine zweckmäßige Regel, auf jeden Fuß ½ Pfd. Windpressung zu rechnen. Nehme man nun an, daß die Gebläseluft einen 7 Fuß weiten Herd durchdringe, so sei dies derselbe Flächeninhalt wie eine Ellipse von 5 und 10 Fuß. Da aber letztere eine größere Abkühlungsfläche darbiete als der Kreis, so müsse sie auch einen größern Brennmaterialverbrauch auf eine Tonne der Production veranlassen, und es könne somit von Brennmaterialersparung, wie der Patentnehmer behauptet, nicht die Rede sein. Bei einem Brennmaterial, wie Anthracit, welches eine sehr hohe Windpressung erfordere, um eine lebhafte Verbrennung in den Centraltheilen des Ofens zu veranlassen, dürfte die von Alger vorgeschlagene Ofenform sich allenfalls vortheilhaft erweisen, da eine hohe Wochenproduction wesentlich sei; bei andern Brennmaterialien aber halte er es für zweckmäßig, weite, runde Oefen mit leicht erreichbaren Windpressungen zu betreiben. Jedenfalls würde aber ein solcher ovaler Ofen, da er sich schneller abkühlt, viel Brennmaterial verbrauchen und leicht Betriebsstörungen erleiden, besonders durch das öfter nöthig werdende Auswechseln der Formen.

Ein zweites Mitglied bemerkte, daß er beim Betriebe mit rohen Steinkohlen und einer Windpressung von 2¼ Pfd. die wöchentliche Production dadurch auf 190 Tons (3800 Ctr.) habe steigern können, daß er ⅓ des Kohlensatzes durch Kokes ersetzte, der aus den gewöhnlichen Kohlen bereitet wurde. Das erblasene Roheisen war im Durchschnitt Frischereiroheisen. Der Herddurchmesser betrug in diesem Falle 7 Fuß.

Ein drittes Mitglied bemerkte, daß besonders ein Punkt bei den elliptischen Hohöfen zu berücksichtigen wäre, der noch nicht erklärt

worden sei, der aber als ein Vortheil angesehen werden könne, nämlich das Verhältniß der Windpressung zu der Querschnittoberfläche in der Formebene bei den elliptischen und bei den runden Oefen. Die von Alger angegebenen Dimensionen der Ellipse sind 27′ für größere und 5′ für die kleinere Axe, und die Querschnittsoberfläche einer solchen ist gleich der eines kreisrunden Ofens von etwa 11½ Durchmesser. Die für den elliptischen Ofen vorgeschlagene Windpressung beträgt 5 Pfd. auf den Zoll, was für einen Ofen von gewöhnlicher Höhe, der mit Kokes betrieben, wahrscheinlich mehr als hinreichend ist, während für ein Gestell von 11½′ Durchmesser diese Pressung kaum genügen dürfte. In dieser Beziehung würden daher elliptische Hohöfen vortheilhaft sein; in Beziehung auf den Betrieb müssen dagegen solche Oefen bedeutende Schwierigkeiten schon dadurch darbieten, daß man sehr lange Brechstangen nöthig hat, um den Herd von Klumpen oder das Gestell von Nasen über den Formen zu reinigen, da die Entfernung von einem Tümpel bis zur Mitte eine sehr bedeutende ist. Wollte man die sehr bedeutende Wochenproduction von 250—300 Tons (5—6000 Ctr.) erlangen, so sei der von Herrn Alger vorgeschlagene Ofen der einzig ausführbare. Jedenfalls sei aber wohl zu berücksichtigen und den britischen Eisenproducenten sehr zu empfehlen, daß die Qualität der Production über die Quantität gestellt werden müsse.

Der Vorsitzende der Gesellschaft war schließlich der Meinung, daß wesentliche Vortheile mit dem Alger'schen Hohofen nicht zu erzielen sein würden, wohl aber mit zweckmäßig construirten kreisrunden Hohöfen eine so bedeutende Production erreicht werden könne, daß die Arbeitslöhne auf ein Minimum heruntergingen.

Ueber die Anwendung der geschlossenen Brust auch auf Kokesöfen bringt die Oesterr. Zeitschrift, 1858, Nr. 25, einen Aufsatz, den wir hier wörtlich folgen lassen, uns aber auf das beziehen, was wir Bd. I. S. 163 über diesen Gegenstand gesagt haben. Leider hat der soeben erwähnte Aufsatz mit seinen gewagten Behauptungen gar keine sachgemäße Besprechung veranlaßt, welche er so sehr bedarf, wenn er berücksichtigt werden soll!

Es ist noch nicht lange her, wo man Eisenhohöfen mit offner oder geschlossener Brust durch besondere Namen unterschied und die letztern niedriger rangirte. Noch jetzt besteht vielfältig der Glaube, daß Oefen mit geschlossener Brust nur für reichere mildere Erze und nicht für den Betrieb einer Gießerei anwendbar seien.

Die Alpenländer selbst, wo derlei Oefen seit jeher und fast einzig

nur dort bestehen, sollten derlei vorgefaßte Meinungen längst schon geschlagen haben, denn einmal ist die Production und die Brennstoffwirthschaft dort auf einer Stufe, welche die anderwärtigen Hohöfen mit offner Brust weit überbieten, andrerseits werden dort die in Gehalt und Qualität mannigfaltigsten Erze verschmolzen und ohne den mindesten Anstand an vielen Orten Gießerei unmittelbar aus dem Hohofen betrieben.

Rationell betrachtet, sollte sich ein Hohofen mit geschlossener Brust und in der Construction, wie sie in den Alpenländern üblich, von vorneweg auf das beste empfehlen, denn augenscheinlich muß ein Ofen mit geschlossener Brust viel weniger an Abkühlung leiden, als einer der vorn offen, wo die abströmende Schlacke, die strahlende Wärme, der zeitweis durchbrechende Wind und die beim häufigen Stören im Ofen herausgezogene Kohle eine Menge Wärme unbenutzt vergeuden; die Gießerei muß bei der geschlossenen Brust gleich gut von Statten gehen; wie bei jedem im gleichen Verhältniß stehenden Cupolofen; die Arbeiter sind bei der geschlossenen Brust viel weniger der beständigen Hitze ausgesetzt, und haben an sich schon weniger Anstrengung, weil ihnen das hier unmögliche und auch ganz unnöthige Scharren und Putzen im Ofen ganz entfällt; die Einrichtung der Oefen ohne das sogenannte Gestelle, sondern der bloße Einbau zweier mit der breiten Basis aufeinanderstehender abgestumpfter Kegel muß sich schon dadurch rechtfertigen, daß jeder Ofen nach wenigen Wochen seines Betriebes, trotz allem feuerfesten, widerstrebenden Einbau, sich von selbst so ausschmelzt und dann erst in einen bleibend geregelten Gang kommt; und endlich muß noch die in den Alpenländern übliche sehr enge Gicht auf ein viel nutzbareres Zusammenhalten der Hitze im Ofen schließen lassen, ohne gerade besorgen zu müssen, daß die entwickelten verbrannten Gase nicht gezwungen wären, auch durch die engere Oeffnung den Ausgang zu finden.

Bei einem solchen Ofen mit geschlossener Brust muß wegen der geringern Abkühlung und des bessern Zusammenhaltens der Hitze eine bessere Brennmaterialwirthschaft zu gewärtigen sein, wie sie Steiermark und Kärnthen wirklich bewähren; ebenso muß die daselbst bethätigte größere Production daraus folgern, daß man nie, selbst nicht beim Abstiche, das Gebläse einzuschützen braucht, und dadurch einen anhaltend gleichförmigen, nie unterbrochenen Gang erzielt; man bekommt hitzigere, flüssigere Schlacke und Roheisen, dieses kann sich leicht durch selbe zu Boden setzen und besser von ihr absondern; man kann die Abstiche beliebig groß und beliebig oft machen, nur daß man

in Absicht einer größern Roheisenansammlung, wie manchmal zum Zwecke der Gießerei, um so öfter die Schlacke allein abläßt, sonst aber zu einem geregeltern Ofengang und zur Bequemlichkeit der Arbeiter lieber öftere und kleinere Abstiche wählt; und endlich muß schon die Humanität gegen die Arbeiter und die Möglichkeit einer größern Reinlichkeit in der Schmelzhütte diese Art Oefen empfehlen.

Vielleicht das einzige triftige Bedenken gegen die allgemeine Anwendung der geschlossenen Brust wäre noch jenes für Kokeshohöfen, wo man wegen des Lösch- und Aschegehaltes des Brennmaterials ein öfteres Stören und Abblasen durch die offene Brust für nöthig halten könnte, wenn man sich schon des Gedankens nicht bemächtigen will, daß am Ende bei einem bessern Haushalt mit der Hitze im Ofen doch noch Alles zum Schmelzen und durch gehörige Beschickung zum Abfluß muß gebracht werden können.

Auch diese Besorgniß ist gegenwärtig durch factische Erfahrung beseitigt, indem das Witkowitzer Eisenwerk seit 1 ½ Jahren nach und nach 4 Kokeshohöfen mit geschlossener Brust und ohne das sogenannte Gestelle in Betrieb gesetzt hat und mit befriedigenden Resultaten im Gange erhält. Der Betrieb findet dort unter den mannigfaltigsten Verhältnissen statt; so wurde der erste Ofen in Marienthal in dieser Weise in Gang gesetzt, wo bei Holzkohle und Kokes vermengt, Erze geschmolzen werden. Dann kamen die drei Kokeshohöfen in Witkowitz selbst zu diesem Betriebe, wo blos mit Kokes ein Ofen Erze und zwei Oefen halb Erze, halb Puddel- und Schweißofenschlacke verhütten und wobei noch zu bemerken, daß der eine Ofen mitten in der Campagne auf Verlangen der Arbeiter von offener auf geschlossene Brust umgestellt wurde.

Wieviel von der merklichen Brennstoffersparniß und der um ⅓ gestiegenen Production auf Rechnung der eben auch neu hergestellten kräftigeren Gebläse oder der neuen Zustellung anzuschlagen sei, kann hier nicht ziffermäßig nachgewiesen werden, allein soviel läßt sich über den Betrieb der Oefen mit geschlossener Brust und ohne Gestell sagen, daß das Anlassen der Oefen ohne alle Schwierigkeit und vom ersten Augenblicke an im vollsten Gaargange geschah, wobei man höchstens den Fehler beging, daß man mit dem Satze nicht rasch genug stieg; weder beim Anlassen noch je später war es bis jetzt nothwendig, mit irgend einem Werkzeuge im Ofen nachzuhelfen. Die Oefen sind im beständigen gaaren Gange, die Schlacke immer gaar und flüssig, das Roheisen hitzig und grauer als sonst gewöhnlich war. Der Betrieb findet ohne alle Unterbrechung des Gebläses

statt, die Gichten gehen regelmäßig nieder, und kaum ist je ein Putzen der Formen nothwendig, welche übrigens geschlossen und ohne Wasserkühlung sind. Die Schmelzhütte ist leichter aufgeräumt und die Arbeiter genießen eine wesentliche Erleichterung, weil sie weniger angestrengt und weniger der Hitze ausgesetzt werden. Die alte Rüstkammer schwerer, langer Werkzeuge zur Arbeit beim offenen Herde steht kalt und müßig in der Ecke und die Mühsale der frühern Uebung sind schon vergessen. — Diese Neuerung fand auch schon bei andern Werken der Nachbarschaft Anwendung, oder lenkte wenigstens die Aufmerksamkeit auf sich und es kann nicht fehlen, daß diese Einrichtung sich bald allgemeiner Bahn brechen und die Ueberzeugung schaffen wird, daß ein Hohofen mit offener Brust unnöthiger Weise mit aufgeschlitztem Leibe, fortwährender Fontanell und mit unbarmherzigem Wühlen im Eingeweide mißhandelt wird, statt bei geschlossener Brust das Alles überflüssig und sogar unmöglich zu machen.

Bei den so sehr befriedigenden Resultaten der geschlossenen Brust und der Beseitigung des Gestelles im Ofen bleibt Witkowitz nur noch übrig, bei einer nächsten neuen Campagne — die hier übrigens nie unter 5—6 Jahren dauern — auch noch eine engere Gicht zu versuchen, welche sich auch wegen der Auffahrt der Gichtwagen sehr empfehlenswerth machen möchte.

Hohofenbetrieb in verschiedenen Hütten und Resultate desselben.

Ueber den Hohofenbetrieb oder vielmehr die ganze Hohofenwirthschaft in Oberschesien liegen zwei sehr gute Arbeiten vor; die erste in der folgenden kleinen Schrift niedergelegt:

Betrachtungen über die jetzige Lage des Hohofenbetriebes in Oberschlesien, als Beitrag zur Eisenerzeugung in Oberschlesien, von L. Wachler, königl. Oberhütteninspector zu Malapann. Oppeln 1857. Da dieselbe sehr leicht zugänglich ist, so verweisen wir nur darauf.

Die andere Arbeit bildet einen Theil der Bemerkungen des königl. Hütteninspectors Scharf zu Königshütte über das schlesische Eisenhüttengewerbe im Jahre 1857, in der Preuß. Zeitschrift, Bd. V, Abth. B, S. 101 und Folgendes:

Immermehr wird der uralte Betrieb der Hohöfen mit Holzkohlen in einige wenige Districte zurückgedrängt, in denen der ursprüngliche Holzreichthum und eine geregelte Waldwirthschaft, besonders aber der Mangel anderweitigen Absatzes wegen fehlender Verbindung durch Eisenbahnen, die Preise des Holzes noch in mäßiger

Höhe erhalten. Wesentliche Fortschritte sind in den letzten 5 Jahren in diesem Betriebszweige nicht erfolgt; fast scheint es auch, als sei dieser Betrieb deren kaum noch fähig. Dagegen ist man in der Construction und im Betriebe der Kokeshohöfen wesentlich fortgeschritten. Belgische und schottische Hohöfen haben bei den neueren Anlagen überall zum Muster gedient. Durch das Aufgeben der früher so beliebten engen Gicht- und Gestelldimensionen, durch die Einführung kräftiger Gebläse und durch die Verwendung der in Oefen erzeugten Kokes, anstatt der früheren Meilerkokes, ist die Production in der jüngsten Zeit ganz allgemein auf eine in Schlesien früher nur selten erreichte Höhe gestiegen. In Gleiwitz auf der Donnersmarkhütte, Antonienhütte, Friedenshütte, in einzelnen Oefen der Königshütte rc. beträgt gegenwärtig die durchschnittliche wöchentliche Production 900—1100 Ctr. und steigt zuweilen bis auf 1200 Ctr. Sehr wahrscheinlich wird diese Grenze in der Folge noch beträchtlich überschritten werden, wenn man mehr als bisher auf eine reinere Erzförderung halten und auf eine chemischen Grundsätzen entsprechendere Gattirung der Erze sehen wird. Lediglich in Folge jener verbesserten und vergrößerten Ofenconstruction ist man in den letzten Jahren nach vielen nicht glücklichen Versuchen in Oberschlesien endlich auch dahin gelangt, die Frischfeuer-, Puddel- und Schweißofenschlacken, gleich kieseligen Eisenerzen, andauernd zu verhütten. Die vortheilhafte und sichere Verwerthung eines bisher vollständig nutzlosen Abfalls, welcher früher für alle Stabeisenhütten eine wahre Last war, kaum zur Beschüttung der Straßen für geeignet gehalten wurde, welcher ferner, gering angeschlagen, den achten Theil des zu Stabeisen verarbeiteten Roheisenquantums in sich birgt, — muß unzweifelhaft als ein großer Fortschritt der Neuzeit beim Betriebe der Kokeshohöfen begrüßt werden. Wenn auch das bei vermehrtem Schlackenzusatz gewonnene Roheisen in der Qualität dem aus reinen Erzen erzeugten entschieden nachsteht und wegen seines großen Gehalts an Silicium und Erdblasen im Puddelofen einen stärkern Abgang erleidet und mehr Sorgfalt in der Bearbeitung erfordert, so überwiegen doch die Vortheile, welche die Hohöfen durch den Zuschlag eines so reichen Eisenerzes (dessen Eisengehalt selten unter 50 Proc. sinkt) erzielen, sehr erheblich diese Nachtheile.

Ebenso liegt ein bedeutender Fortschritt der Neuzeit im Betriebe der Kokeshohöfen darin, daß man gegenwärtig dahin gelangt ist, ähnlich wie in Belgien, halbirtes und weißes Roheisen zur Verwendung für die Puddelöfen ohne alle Störung des regulären guten Ofen-

ganges dauernd darzustellen. Noch vor wenigen Jahren ging die Ansicht der tüchtigsten Hohofenleute unserer Provinz dahin, daß weißes Roheisen und selbst nur halbirtes mit schlesischen Erzen und Kohlen in Kokeshohöfen wohl periodisch in kleinen Mengen, keineswegs aber ohne Gefahr für den Gang des Ofens darzustellen sei. Auf der Königshütte ist zuerst dieses Problem gelöst worden, und mehrere andere Werke sind dem Beispiele nachgefolgt.

Sonst bleibt bei dem in Rede stehenden Betriebe als neu ins Leben gerufen nur noch das gegenwärtig auf einzelnen Hütten, wiewohl nur in beschränkter Ausdehnung eingeführte Tempern der Hohofenschlacken in Stadelöfen mittelst Kokesklein oder Ofencyndern bemerkenswerth. Durch diesen einfachen Glühproceß erfolgt eine vollständige Entglasung der Schlacke; sie verliert ihre Sprödigkeit und geht in eine dem Basalt an Festigkeit sehr wenig nachstehende Masse über, welche sich zur Beschüttung der Kunststraßen vorzüglich eignet.

Der Hohofenbetrieb auf der Henrichshütte bei Hattingen in Westphalen *). — Ueber das Vorkommen und Verhalten des Spatheisensteins, der das Haupterz für diese Hütte bildet, redeten wir schon im 1. Bde. dieses Werkes, S. 99 ff. Die meisten Gruben, in denen dieses wichtige Eisenerz vorkommt, sind im Besitz der vorliegenden Hütte und es findet auf dieser eine ausgedehnte Verwendung des genannten Erzes statt; um dieselbe darzustellen, wird es nöthig sein, einen Blick auf die übrigen Mineralien zu werfen, die dort verhüttet werden.

Kohleneisenstein. — Mit dem Spatheisenstein zusammen wird Kohleneisenstein verschmolzen, der sich wie ersterer flötzartig in der westphälischen Steinkohlenformation abgelagert findet und etwas eher als der Spatheisenstein an vielen Stellen entdeckt wurde. Es wurden schon im Früheren Bd. I, S. 14 ff. die allgemeinen Eigenschaften desselben angegeben, und mögen daher hier nur einige Bemerkungen über dieses Erz hinzugefügt werden, indem wir uns auf das, a. a. O. darüber Gesagte beziehen. Bei der Variabilität der Mischung von eisenhaltigen Theilen, Schiefer und Kohle, sind auch die äußern Charaktere des Kohleneisensteins sehr verschieden. Die besten Sorten, reich an Eisengehalt (30—35 Proc.) mit mäßiger Beimengung von Kohle (10—20 Proc.) und Silicaten (10 — 25 Proc.) zeigen ein hohes spec. Gewicht (2½ — 3), eine meist homogene schwarze

*) Zeitschrift des Vereins deutscher Ingenieure, Bd. II., S. 90; aus einer Arbeit von Herrn Ingenieur Peters.

Bruchfläche, deren Strich metallisch glänzt, einen hellern Klang und festern Zusammenhang als die Schieferthone und Steinkohlen, so daß sie meist in größern Stücken brechen. Andere Sorten nähern sich durch Vorwiegen der Kohlentheile dem Charakter der Steinkohlen, sind leichter und haben einen bedeutenden Procentabfall an Grubenklein (feines Erz, Grus), was die Röstung und Verhüttung sehr erschwert. Andrerseits finden sich die mannichfaltigsten Uebergänge in Schieferthon mit Annäherung an dessen Eigenschaften, und es genügt ein Blick auf die untenfolgenden Analysen, um zu zeigen, wie variabel die relativen Mengen der Thon- und Eisentheile sein können. Fast immer wird dieser Eisenstein im gerösteten Zustande angewandt, und zwar erfolgt die Röstung entweder in freien Haufen von 20—30 Fuß unterer Breite, 10 — 15 Fuß Höhe und variirender Länge, oder, wie auf der Henrichshütte in Stadeln von 12 — 15 Fuß lichter Breite, derselben Höhe und 50 Fuß Länge, bei denen im Mauerwerk an den Seiten und im Boden Zugkanäle ausgespart sind. Die Vortheile dieses letzteren Verfahrens scheinen nicht bedeutend zu sein, da eine vollständige Entfernung des Schwefels auch dabei nicht zu erzielen ist; jedenfalls bildet eine genaue Ueberwachung des Röstprocesses einen Hauptpunkt bei der Verhüttung des Kohleneisensteins und es ist, wenn nicht die Schwierigkeiten des Transportes die Anfuhr des ungerösteten Materials zu sehr vertheuern, wohl zweckmäßig, die Röstung unter genauer Aufsicht auf der Hütte vornehmen zu lassen. Manche Erzsorten enthalten in hinreichender Menge organische Theile, um ohne Kohlenzusatz sich selbst zu rösten, andere dagegen bedürfen einer geringen Beimengung von Steinkohle; ein Aussieben der feinen Erztheile beschleunigt den Röstproceß, der je nach der Natur der Erze und der Größe der Haufen 1 — 3 Monate dauert.

Die folgenden Analysen von Durchschnittsproben einiger auf der Henrichshütte verschmolzenen Sorten geben eine Uebersicht über die Zusammensetzung gerösteter Kohleneisensteine.

	I.	II.	III.	IV.	V.
Kieselerde . . .	7,40	8,33	42,73	45,85	23,90
Thonerde . . .	3,01	10,55	20,61	22,80	14,20
Phosphorsäure . .	0,32				0,58
Schwefelsäure . .	0,87	2,68	1,03	0,81	1,25
Eisenoxyd . . .	83,47	73,31	31,21	25,99	56,16
Manganoxydulоxyd	1,21	1,75	1,16	0,42	0,24
Latus	96,28	96,62	96,74	95,87	96,33

	I.	II.	III.	IV.	V.
Transport	96,28	96,62	96,74	95,87	96,33
Kalkerde	2,48	2,92	0,93	1,84	3,16
Magnesia . . .	1,40	0,19	0,73	0,62	1,28
Glühverlust . . .	0,16	0,62	0,58	0,44	—
	100,32	100,35	98,98	98,77*)	100,77
Eisengehalt . . .	58,42	51,32	21,85	18,20	39,31

I Zeche Müsen V—IX bei Hattingen,
II " Friederica bei Bochum,
III " Mühlenberg bei Blankenstein,
IV " Carnall bei Herbede.

Zum Vergleiche fügen wir bei:

V Kohleneisenstein von Zech-Herzkamp III (Haßlinghausen) nach Lürmann.

Es tritt hierin auffallend die Variabilität des Gehaltes an Eisen und erdigen Theilen hervor**). Im äußern Ansehen zeigen die reicheren Erze schwärzlich-blaue zusammengesinterte, oft sogar bei zu starker Röstung geschmolzene Massen; hellere röthliche Farbe charakterisirt dagegen die ärmeren Sorten; letztere würden für sich allein verhüttet, nur einen wenig befriedigenden Betrieb gestatten, dagegen dienen sie vortheilhaft als Zusatz bei der Verhüttung des Spatheisensteins und reicher Kohleneisensteinsorten.

Ueber den Gehalt der an Kohlensäure im rohen Erze gebundenen Kalkerde, Magnesia und Manganoxydul ist schon Bd. I, S. 13 gesprochen

---

*) Der Verlust rührt von Alkalien her, die proportional dem Kieselerdegehalt, namentlich in den eisenärmeren Sorten, stark vorhanden sind, beim Aufschließen der Erze mit Säuren und kohlensaurem Alkali jedoch nicht bestimmt werden konnten.

**) Der Gehalt an Basen ist dem Eisengehalt proportional (s. I, S. 12) und zwar sind pro 100 Theile Eisen neben 42,86 Theilen Sauerstoff durchschnittlich 12,73 Theile Basen vorhanden, etwa 4,41 Theile sind auf Schwefelsäure, Phosphorsäure und Glühverlust zu nehmen, so daß die Summe dieser dem Eisengehalte fast proportionalen Bestandtheile = 1,6 des Eisengehalts (Fe) ist; der Rest 100 — 1,6 Fe drückt daher die Menge der Silicate aus, die fast ausschließlich aus Kieselerde und Thonerde im Verhältniß von 2:1 bestehen. Durch bloße Ermittelung des Eisengehalts in einem gerösteten Kohleneisenstein kann man daher ziemlich genau dessen übrige Bestandtheile schätzen, z. B. beträgt in unsern obigen Analysen nach jener Berechnung die Summe von Kieselerde und Thonerde 6,53, 17,89, 63,04, 70,88, 37,10, was mit der Wirklichkeit gut übereinstimmt.

worden; hinsichtlich der Silicate ist zu bemerken, daß dieselben wesentlich aus Kieselerde und Thonerde (meist im Verhältniß von 2:1) und geringen Mengen Alkalien zusammengesetzt sind. Beträchtlich ist der Schwefelgehalt, der selbst bei sorgfältigster Röstung nur theilweise aus dem Erze zu entfernen ist: durch bloße Erhitzung verliert der Schwefelkies, die hauptsächlichste Schwefelverbindung im rohen Erz, bekanntlich nur die Hälfte seines Schwefels (es rühren davon die Schwefelsublimationen in den Zugkanälen der Rosthaufen her), der Rest kann jedoch selbst durch Wasserdampf nicht vollkommen entfernt werden, da beim Eingießen von Wasser in die glühenden Haufen die sich entwickelnden Wasserdämpfe nur wenig in das Innere der Erzstücke eindringen.

Es sind in den verschiedenenen Etagen der westphälischen Steinkohlenformation etwa 8 Kohleneisensteinflötze bekannt, von denen manche regelmäßig in weiter Erstreckung abgelagert sind, wie das vortreffliche Herzkamper Flötz, das für die Hohöfen der Gesellschaft Neu-Holland zu Haßlinghausen hauptsächlich das Mineral liefert. Auch in den Grubenfeldern der Henrichshütte sind einzelne dieser Flötze in größerer oder geringerer Erstreckung, Mächtigkeit und Reichhaltigkeit vertreten und wird an mehreren Stellen Bau darauf geführt. Im Ganzen steht der westphälische Kohleneisenstein dem Spatheisenstein an Reichhaltigkeit bedeutend nach, indem ein Scheffel desselben ungeröstet 140 bis 200 Pfund, geröstet 100 bis 120 Pfd. wiegt und nur 25 bis 60 Pfd. Eisen liefert, wogegen ein Scheffel Spatheisenstein, im Gewicht von 200 bis 220 Pfd., ein Ausbringen von 80 bis 90 Pfd. Eisen ergiebt.

Kokes. — Als Brennmaterial dienen beim Hohofenproceß Kokes, die aus den Steinkohlen der Zeche Carl Friedrich bei Hattingen dargestellt werden; die Flötze dieser im Besitze der Henrichshütte befindlichen Zeche gehören der Fettkohlenparthie der westphälischen Steinkohlenformation an und theilen deren vortreffliche Eigenschaften: im hohen Grade backend liefert die frisch geförderte Kohle einen porösen und dabei doch hinreichend festen Kokes, der beim Hohofenproceß gute Resultate giebt, wogegen bei längerem Lagern die Steinkohle ihre backenden Eigenschaften zum Theil verliert und in Folge dessen nur zusammengesinterte, stark bröckelnde Kokes liefert. Die Ursache dieser oft beobachteten Erscheinung muß eine theilweise Zersetzung der organischen Masse sein, die noch nicht genügend erklärt ist.

Die Asche der Kokes, von parallel der Flötzschichtung eingelagerten Bergmitteln und von den Schieferthonen im Hangenden und

Liegenden herrührend, besteht hauptsächlich aus Kieselerde und Thonerde, mit geringeren Mengen von Eisenoxyd, Manganoxyduloxyd, Kalkerde, Magnesia und Alkalien; letztere sind in den aus zersetztem Feldspath, Glimmer ꝛc. bestehenden Silicaten stets vorhanden und zeigen sich namentlich beim Hohofenbetrieb sehr deutlich (als Cyankalium in der Tümpel- und Gichtflamme), so daß die Angaben vieler Metallurgen, z. B. Scheerers (Lehrbuch der Metallurgie I, 192), wonach die Steinkohlenaschen kein Alkali enthalten, nicht richtig sind. Dasselbe gilt von der Phosphorsäure. Das Alkali ist freilich nicht, wie in der Holzasche, in einer durch Wasser löslichen Verbindung vorhanden, sondern in den durch Säuren meist unzersetzbaren Silicaten. Eine Aschenanalyse ergab:

Kieselerde	54,78
Thonerde	30,92
Eisenoxyd	7,79
Manganoxyduloxyd .	0,64
Kalkerde	1,26
Magnesia	0,51
Schwefeleisen . . .	0,19
Alkali und Verlust .	3,90
	100,00

Die Menge der Asche variirt in den Kokes von 8 bis 15 Proc. und ist im Mittel zu 12 Proc. anzunehmen. Ebenso ist der Schwefelgehalt nicht constant, da der Schwefelkies, die hauptsächlichste Verbindung, in welcher der Schwefel in den Steinkohlen enthalten ist, in diesen unregelmäßig auf Kluftflächen und Spalten vertheilt ist, welche die Flötze in verschiedenen Richtungen durchsetzen; außer der Hälfte des Schwefels, die durch den Verkokungsproceß selbst entfernt wird, wird dem Kokes beim nachherigen Ablöschen mit Wasser noch eine nicht unbedeutende Quantität entzogen; in gut abgelöschten Kokes fand Peters jedoch noch immer 0,2 — 1,0 Proc. Schwefelgehalt der Schlacke und dies weißt darauf hin, daß es keineswegs gelingt, den Kokes auch nur einigermaßen schwefelfrei darzustellen.

Die Kokesöfen der Henrichshütte sind von der bisher in Westphalen meistens angewandten Form; die Sohle bildet ein Rechteck von 6 Fuß Breite und 22 Fuß Länge; durch eine Oeffnung in dem flachen Gewölbe treten die Gase unter einen Dampfkessel, der für je 9 Oefen gemeinschaftlich ist, steigen sodann unter die Sohle der

Kokesöfen und entweichen durch Kamine. Das Ausbringen an Kokes beträgt 55—62 Proc. von dem Gewicht der Steinkohlen; man leitet den Proceß meist so, daß er 48 Stunden dauert, indem dadurch ein fester Kokes und eine gute Dampfproduction erzielt wird. Die Ladung beträgt dabei an 120 Scheffel, die den Ofen in einer Höhe von 18 — 20 Zoll bedecken. Hat man Mangel an Kokes, so verringert man die Dauer des Processes, wodurch es gelingt, z. B. in 24 Stunden 72 — 80 Scheffel zu verkoken, jedoch ist das Product nicht so fest, wie der in größeren Massen langsamer dargestellte Kokes.

Kalkstein. — Der als Zuschlag dienende Kalkstein wird von Dornap, einer Station der Prinz-Wilhelms- (Stehle-Vohwinkler-) Eisenbahn bezogen, wo er am Südrande der Steinkohlenformation in einer mächtigen Ablagerung auftritt. Dieser Kalkstein hat eine bläuliche Farbe, enthält zuweilen Adern von Kalkspath und eisenhaltigen Theilen und zeichnet sich im Ganzen durch große Reinheit aus, namentlich ist er frei von einem Gehalt an Phosphorsäure, der sich in manchen andern Kalksteinen findet.

Analyse des Kalksteins von Dornap:

Kieselerde, Thonerde	0,74
Eisenoxydul	0,82
Kalkerde	54,71
Magnesia	0,15
Kohlensäure	43,43
	99,55

Bei einem Gehalte von ca. 98 Proc. kohlensaurer Kalkerde ist dieser Kalkstein jedenfalls zu den besten Zuschlagsmaterialien zu rechnen.

Zur Verhüttung der oben beschriebenen Materialien wurden vom Grafen Stollberg-Wernigerode die kurz zuvor durch Herrn Hellmich entdeckten Vorkommnisse des Spatheisensteins und mehrere Kohleneisensteinfelder, sowie die Kohlenzeche Carl Friedrich bei Hattingen erworben und in der Nähe des letzteren Ortes ein Hüttenwerk angelegt, dessen zwei erste Hohöfen am 13. Juli 1855 und 13. September 1856 angeblasen wurden, während zwei fernere Hohöfen von der jetzigen Besitzerin des Werkes, der Berliner Disconto-Gesellschaft in Angriff genommen sind. Die Hohöfen wurden auf

dem Territorium des Rittergutes Bruch *) am Gehänge des Ruhrthales in einem vor dem Hochwasser gesicherten Niveau erbaut und der zwischen denselben und der Ruhr verbleibende Raum von ca. 800 Fuß Länge und 1000 Fuß Breite als Erzlagerstätte, Ziegelplatz 2c. benutzt. Die Nähe der Gruben, von denen die Kohlen und Eisensteine bezogen werden, gestattet einen billigen Transport der Rohmaterialien auf der Ruhr und den bis zum Hüttenplatz führenden Grubenbahnen; andrerseits ist jedoch nicht zu verkennen, daß der Mangel einer directen Eisenbahnverbindung ein bedeutender Nachtheil für das Werk ist, indem die Fabrikate nur selten auf der Ruhr verschifft werden können, sondern 1 — 2 Meilen per Axe bis zu den benachbarten Eisenbahnstationen transportirt werden müssen, und der Bezug von entlegneren Eisensteinen der hohen Transportkosten halber kaum möglich ist.

Die Hohöfen sind in den großen Dimensionen erbaut, die sich in England, Schottland und Belgien für eine massenhafte Roheisenproduction geeignet erwiesen haben; der Hohofen Nr. I, der vorzugsweise zur Verschmelzung von Kohleneisenstein berechnet war, erhielt Dimensionen, wie sie in Schottland bei der Verhüttung dieses Materials üblich sind, charakterisirt durch einen fast cylindrischen Schacht von großer Weite, der eine bedeutende Production und eine allmälige Vorbereitung des leicht flüssigen Erzes möglich macht, ferner durch ein weiteres Gestell, als es in der Regel bei den continentalen Hohöfen (Belgien, Oberschlesien 2c.) angetroffen wird, und durch Anwendung von fünf Formen (1 im Rücken, 2 an jeder Seite); auch zum Ausbau der innern Theile wurde das in Schottland allgemein übliche Material, die künstlichen feuerfesten Steine von Garnkirk angewandt, und selbst zur Zustellung ausschließlich dieses Material genommen. Beim Hohofen Nr. II dagegen wählte man zum Vergleich Verhältnisse, die denen der belgischen Hütten entsprechen: man ließ den Schacht vom Kohlensacke an sich rascher verjüngen, so daß derselbe statt einer cylindrischen eine konische Gestalt erhielt: das Gestell wurde hoch und eng construirt, und die Windzuführung nur durch 3 Düsen bewerkstelligt; auch die feuerfesten Materialien waren die auf belgischen Hütten allgemein üblichen: zum Bodenstein und den untern Theilen des Gestelles bis etwas oberhalb des Formniveaus wurde der vortreffliche Puddingstein von Marchin bei Huy, zu dem Obergestell, der

*) Die allgemeine Lage des Werks zeigt die vortreffliche Karte des westphälischen Oberbergamtsbezirks. (Essen, bei G. D. Bädeker.)

Rast und dem Schacht feuerfeste Steine aus der Fabrik zu Andenne angewandt.

Die genauern Dimensionen sind folgende:

	Nr. I. Fuß	Nr. I. Zoll	Nr. II. Fuß	Nr. II. Zoll
Ganze Höhe vom Bodenstein .	54	—	54	—
Weite der Gicht	8	8	9	6
„ des Kohlensacks	15	2	15	3½
„ „ Schachts in 10½ F. Höhe unterhalb der Gicht . .	13	6	11	10
Höhe des Gestells	6	3	7	9½
„ der Rast	11	9	10	3¾
Weite des Gestells				
oben	4	9	3	11½
unten	4	9	2	10
Höhe der Formen vom Boden .	2	5	2	5
Querschnitt der Gicht . . .	59□	—	72□	—
„ des Kohlensacks . .	180□	—	183□	—
Gesammt-Inhalt des Ofens . .	6396 Cub.-Fuß		5910 Cub.-F.	

Zur Darstellung des Hohofenprocesses selbst gehen wir von den Verhältnissen des normalen Ofengangs aus und knüpfen daran die in gewissen Fällen eintretenden Abweichungen und die Vergleiche mit andern Betriebsmethoden an.

Die Roheisensorte, die in der Regel producirt wird, ist das feinkörnige graue Eisen (fonte d'affinage grise), das wegen seiner Reinheit und gleichmäßigen Beschaffenheit gern von den Puddelwerken gekauft wird, und sich vortrefflich zur Herstellung von Gußwaaren aus directem Hohofenguß eignet; da die Gestaltung des Hohofenprocesses wesentlich von der zu producirenden Eisensorte abhängt, so mögen hier als Ausgangspunkt für die spätere Entwickelung die Resultate des Betriebs bei Erzeugung jenes grauen Eisens angeführt werden.

Hohofen Nr. II der Henrichshütte, Betrieb vom 16. bis 30. August 1956.

In 395 Gichten wurden aufgegeben *):

---

*) Die Gewichtsangaben sind nach älteren preuß. Pfunden (107 = 100 Zollpfd.) gemacht.

1,224,500 Pfd. Spatheisenstein (ungeröstet),
549,050 „ Kohleneisenstein (geröstet, 4 Sorten),

Summa 1,773,550 Pfd. Eisenstein,
615,950 „ Kalkstein,
948,000 „ Kokes.

Es wurden producirt in 42 Abstichen:

626,200 Pfd. Puddel-Roheisen, grau, Nr. 1,
52,474 „ Gußwaaren,
540 „ Brucheisen,

Summa 679,214 Pfd. Eisen,
mithin pro Tag 48,515 Pfd., pro Gicht 1720 Pfd., pro Woche 3087,3 Ctr.

Ausbringen des Eisensteins 38,3 Proc., der Beschickung 28,4 Proc.

Es wurden verbraucht

	pro 1000 Pfd. Roheisen	pro Gicht
Spatheisenstein . .	1803 Pfd.	3100 Pfd.
Kohleneisenstein . .	808 „	1390 „
Kalkstein	907 „	1570 „
Kokes	1396 „	2400 „

Es betrug die Temperatur des Windes durchschnittlich 300° C., sein Druck an der Maschine 2,4, an den Formen 1,8 Pfd. pro Quadratzoll. Es wurde mit 3 Düsen geblasen, wovon die beiden seitlichen $4\frac{1}{4}$ Zoll, die hintere $3\frac{1}{4}$ Zoll Durchmesser hatte, so daß der gesammte Querschnitt 36,38 Quadratzoll betrug. Hiernach berechnet sich*) der durchschnittliche Windverbrauch pro Minute zu 3710 Cubikfuß.

*) Nach Scheerers Metallurgie I, 465 beträgt die pro Minute ausgeblasene Windmenge Q, auf 28 Zoll Barometer und 0° Thermometer reducirt

$$Q = 2481\, D\, (1 - 0{,}084 \sqrt{M}) \sqrt{\frac{M\,(B + M)}{1 + 0{,}003665\, t}}$$

worin

D den Düsenquerschnitt in preuß. Quadratfußen bezeichnet,
M den Stand des Manometers in Pariser Zollen,
B „ „ „ Barometers „ „ „
t „ „ „ Thermometers in Centisimalgraden.

Nimmt man B im Mittel zu 28 Zoll an und reducirt unsere Angaben auf obige Maaße, so erhält man

$$Q = 3710 \text{ Cubikfuß}.$$

Die Charaktere des Ofengangs in diesem Zeitraum waren folgende:

Die Schlacke ist fast vollständig steinig, nur die äußeren Partieen, die rasch abkühlen, werden etwas glasig, doch selten mehr als 1–2 Linien von der Oberfläche ab. Die Farbe des steinigen Theils ist lichtgrau, oft ganz weiß, und es giebt die Schlacke beim Begießen mit Wasser unter reichlicher Schwefelwasserstoffentwickelung meist schönen Garschaum; das ruhige gleichmäßige Ausfließen der Schlacke, die fast völlig frei von Eisentheilen ist, beweist, daß der Ofengang regelmäßig von Statten geht. Die Gestellwände zeigen sich trotz der Anwendung eines sehr heißen Windes nur wenig angegriffen, am meisten leidet der Dammstein unterhalb der Einwirkung des sehr hitzigen Roheisens; die Abstiche erfolgen achtstündig und es genügt dabei eine einmalige Reinigung des Gestells zwischen je 2 Abstichen, um den Herd vollständig in Ordnung zu halten. Die Formen sind stets klar, so daß nur selten daran gearbeitet zu werden braucht, die Gichtflamme ist hellröthlich blau, enthält nur geringe Mengen Rauch und ist gleichmäßig über die ganze Gichtfläche vertheilt; ihre Temperatur ist gering, besonders in den mittleren Ofentheilen, wo die

---

Zum Vergleich mit dem von der Gebläsemaschine gelieferten Quantum dienen die Angaben, daß bei derselben der Kolben des horizontalen Windcylinders 6 Fuß Durchmesser und 4 Fuß Hub hatte (nach Abrechnung des von der 5 Zoll dicken, doppelt geführten Kolbenstange eingenommenen Raumes) bei jedem Doppelhub 224,56 Cubikfuß Wind lieferte. Die durchschnittliche (sämmtliche Angaben gründen sich auf stündliche Beobachtungen) Hubzahl betrug 18,9; mithin wurden von der Maschine 4244,2 Cubikfuß Wind pro Minute geliefert. Es ergiebt sich im Vergleich zu dem aus den Düsen ausströmenden Quantum (3710 Cubikfuß) ein Windverlust von 534,2 Cubikfuß = 12,6 Proc. verursacht durch den schädlichen Raum im Windcylinder, durch die Verluste durch Undichtheiten in den Winderwärmungsapparaten und Windleitungsröhren, sowie durch die Düsenconcentration. Es dürfte der Verlust in Wirklichkeit jedoch etwas größer, der Nutzeffect geringer sein, als jene Zahl, weil obige Formel keine Rücksicht auf den Widerstand im Hohofen nimmt, der nicht unbeträchtlich ist, indem die Luft gegen die in Verbrennung und Schmelzung begriffenen Materialien ausgeblasen wird; letztere bilden nicht selten Versetzungen vor der Form, verengen zuweilen den Querschnitt derselben so, daß er geringer als der Düsenquerschnitt wird, wodurch sich natürlich eine höhere Windpressung, ein größeres Windquantum ergeben muß, als wirklich ausgeblasen wird. Bei gutem Schmelzgang und klarer Form, wie bei obigem Betriebe, ist jedoch dieser Fehler, der wohl schwer der Rechnung zu unterwerfen sein dürfte, nur sehr gering, und es scheint daher der genannte Nutzeffect annähernd richtig. Vergleiche man unsere Zahl mit Angaben über andere, namentlich über verticale Maschinen, so ergiebt sich, daß der Nutzeffect der horizontalen Maschinen kein geringer ist, wenn auch über deren Dauerhaftigkeit die Meinungen noch getheilt sind.

Gase hervordringen ohne sich sofort zu entzünden. Das Roheisen ist äußerst hitzig, fließt ohne Funken zu werfen, und ohne Schwefelgeruch zu verbreiten sehr leicht und füllt gut die Gußformen aus, es erstarrt, ohne sich bedeutend zusammenzuziehen, mit glatter Oberfläche, deren oben oxydirte Haut zum größern Theile fest an der Masse haften bleibt. In eiserne Formen (Coquillen) gegossen, zeigt das Eisen eine gleichmäßige hellblaue Bruchfläche ohne weißen Rand; in Sand gegossen wird beim langsamen Erstarren ein größerer Theil der Bruchfläche körnig, so daß die Sandmassen als Gießerei-Roheisen Nr. 3 gelten.

Werfen wir einen Blick auf die Betriebsverhältnisse, unter denen dieses Eisen erblasen ist, so treten als Eigenthümlichkeiten dieses Processes hervor, gegenüber z. B. der Verhüttung der Braun- und Rotheisensteine, die das Material der belgischen und niederrheinischen Hütten bilden: die Leichtschmelzbarkeit der Erze, die Anwendung des heißen Windes und die eigenthümliche Zusammensetzung der Schlacke.

Der Kohleneisenstein ist in Schottland schon seit längerer Zeit als ein sehr leicht flüssiges Erz bekannt und zur Erzeugung eines vortrefflichen Gießerei-Roheisens angewandt; die Aehnlichkeit der Zusammensetzung jenes Erzes mit der des Spatheisensteins läßt darauf schließen, daß es auch mit Hinzunahme dieses Materials gelingen kann, graues Eisen zu produciren; jedoch ist dies nur dann möglich, wenn mehrere Umstände gehörig berücksichtigt werden, die bei dieser Verhüttung eintreten, namentlich ist die Anwendung eines sehr heißen Windes nur mit größter Vorsicht durchzuführen, wenn man nicht schlechte Producte erzielen will.

Es ist eine wohl begründete Annahme der Metallurgen, daß bei Anwendung heißer Luft die Metalle der Erden (Silicium, Aluminium) leichter reducirt und in das Eisen übergeführt werden, als beim Betrieb mit kaltem Wind, und der Eisenmarkt macht sogar an manchen Stellen einen Unterschied zwischen beiden Sorten; z. B. gilt in Wales cold blast pig iron stets etwas mehr als hot blast. In der That ist wohl Silicium derjenige Stoff, dessen Vorhandensein in größerer Menge dem Eisen die nachtheiligsten Eigenschaften ertheilt; dem Gießerei-Roheisen raubt ein hoher Siliciumsgehalt die nothwendige Festigkeit, wie dies z. B. den Hauptfehler des sonst so vortrefflichen schottischen Eisens bildet; beim Puddelproceß ist eine große Menge Silicium nur unvollkommen abzuscheiden, das Product wird faulbrüchig und kann nur zu den ordinärsten Eisengattungen verwendet werden. Gelegenheit zur Aufnahme von Silicium und

Aluminium findet das Roheisen in unserm Falle hinreichend, da der Kohleneisenstein innig mit Schiefertheilen durchdrungen ist und auch das aus dem Spatheisensteine reducirte Metall beim Verbrennen des Kokes mit dessen Asche in nahe Berührung kommt, wobei die hohe Temperatur bei Anwendung heißer Luft die Affinität noch vermehrt.

Nicht geringer ist die Gefahr, schlechte Producte zu erzielen, wenn man kalten Wind anwenden will; der Kohleneisenstein ist so leichtflüssig in der eigentlichsten Bedeutung dieses Wortes, daß er schon beim Rösten in starker Hitze zusammenfließt, indem wahrscheinlich eine Eisensilicatbildung beginnt; würde nun der Eisenstein mit kalter Luft verhüttet, wobei die oberen Schachttheile eine hohe Temperatur haben, so müßte er daselbst in Schmelzung gerathen, bevor eine eigentliche Reduction und Kohlung stattfinden kann, und es würde nicht möglich sein, dem Eisen die dadurch aufgenommenen Silicattheile wieder zu entziehen. Die Erfahrung hat auch in Westphalen und Schottland hinreichend gezeigt, daß mit kalter Luft aus Kohleneisenstein, selbst bei hohem Brennmaterialverbrauch, fast nur weißes Roheisen erzeugt werden kann, das, reich an Schwefel und Silicium, nur zu den geringsten Eisensorten zu verarbeiten ist. Aehnlich, wenn auch nicht ganz so schlimm, ist das Verhalten des Spatheisensteins.

Ein fernerer Hauptfeind eines guten Eisens ist der Schwefel, und auch mit diesem ist in unsern Verhältnissen schwer zu kämpfen. Ein Blick auf die unten folgenden Schlackenanalysen genügt, um zu zeigen, daß der Schwefel in beträchtlicher Menge in den Schmelzmaterialien vorhanden ist, und daß bei geringer Vorsicht leicht ein großer Theil der 2 - 3 Proc. Schwefel, die bei gutem Betrieb sich in der Schlacke finden, dem Roheisen zugeführt werden kann; dieses liefert dann rothbrüchige Producte, bekommt eine entschiedene Tendenz zum Weißwerden, und wenn man trotzdem die Production von grauem Eisen erzwingen will, so kann dies nur mit bedeutender Vermehrung des Kokessatzes, also mit höhern Kosten geschehen.

Es fragt sich, ob trotz dieser Gefahren, die bei der Verhüttung jener Erze drohen, doch Producte durch den Hohofenproceß erzielt werden können, denen jene nachtheiligen Eigenschaften nicht zukommen. Die Erfahrung zeigt, daß dies möglich ist und zwar bei gleichzeitiger Anwendung eines sehr heißen Windes und einer sehr basischen Schlacke.

Vergleicht man die Schlacken der Henrichshütte mit denen anderer Werke, die nicht die Erze der Steinkohlenformation verschmelzen, so tritt schon im Aeußern eine auffallende Verschiedenheit hervor.

Erstere sind, wie oben bemerkt wurde, bei normalem Ofengang hellgrau, fast weiß, steinig und mit geringem glasigem Rande; betrachtet man dagegen in Belgien die Schlacken bei weißem Roheisen (fonte d'affinage blanche), so findet man sie fast durchgängig glasirt, braun oder grün gefärbt; nur der Kern größerer Stücke ist steinig und hellgrau. Etwas steiniger scheinen dort zwar die Schlacken bei Gießerei-Roheisen (fonte de moulage) zu sein, jedoch erstreckt sich der glasige Theil noch immer weit ins Innere. Aehnlich sind die Schlacken der niederrheinischen Hütten. In noch höherem Grade glasig scheinen die Schlacken der Holzkohlenhohöfen zu sein, bei denen der steinige Kern zuweilen gänzlich fehlt. Dieser Unterschied in der äußern Erscheinung ist in der chemischen Zusammensetzung begründet, indem die ersteren Schlacken weit basischer sind als die letzteren.

Analysen von Schlacken der Henrichshütte beim Betrieb auf graues Roheisen bei 300° Windhitze:

	I	II	III	IV	Durchschnitt
Kieselerde	32,30	35,35	35,16	34,18	34,25
Thonerde	16,18	16,06	16,24	18,30	16,70
Eisenoxydul	0,53	1,09	0,99	0,76	0,84
Manganoxydul	0,68	1,67	1,41	2,29	1,51
Magnesia	2,81	0,85	1,49	0,99	1,53
Kali	1,34	1,58	1,24	0,69	1,21
Kalkerde	40,51	39,98	38,46	36,38	38,81
Schwefelcalcium	5,35	4,28	5,78	6,50	5,48
	99,70	100,86	100,77	100,09	100,33

Charakteristisch für diese Schlacken ist der hohe Gehalt an Schwefel (durchschnittlich 2,44 Proc.) und Thonerde, welcher letztere fast die Hälfte des Kieselerdegehalts beträgt, während beim Verschmelzen von Eisen mit quarziger Gangart die Menge der Thonerde viel geringer ist. Im Durchschnitt von den 4 Schlacken der Henrichshütte ergiebt sich ein Sauerstoffverhältniß in

$$\dddot{Si} : \dddot{Al} : \dot{R} = 17{,}81 : 7{,}84 : 12{,}36,$$

so daß, wenn man die Thonerde zur Kieselerde rechnet, die Schlacke annähernd als ein Bisilicat zu betrachten ist. Für die beim Hohofenbetrieb nöthigen Rechnungen genügt es zu bemerken, daß bei normaler Schlacke die Summe von Kieselerde und Thonerde dem Gehalt an Basen ungefähr gleich ist.

Eine Vermehrung oder Verminderung des Kalkgehaltes der Schlacke prägt sich auffallend in ihrer äußern Erscheinung aus, wie

es zahlreiche Beobachtungen beim Hohofenbetrieb der Henrichshütte zeigten. Bei geringerem Kalkgehalt treten die oben für die belgischen Schlacken angegebenen Charaktere ein: ein steiniger Kern ist von einer mehr oder weniger ins Innere sich erstreckenden glasigen Masse von hellbrauner oder grünlicher Farbe umgeben; beim Herabtropfen zieht die Schlacke lange Fäden. Vermehrt man den Zusatz von Kalkstein, so verliert die Schlacke immer mehr das glasige Aeußere; bei größtem Kalkgehalt zieht sie keine Fäden mehr, ist durchweg steinig und erstarrt schnell — ein Beweis ihrer Strengflüssigkeit. Bei längerem Liegen an der Luft zerfällt diese Schlacke zu Staub, indem das Schwefelcalcium und das sehr basische Kalksilicat sich zersetzen.

Was nun den Einfluß dieser verschiedenen Schlackenarten auf die Roheisenproduction betrifft, so zeigt die Erfahrung, daß es nur dann möglich ist, aus Spath- und Kohleneisenstein beim Betrieb mit frischer Luft ein Roheisen von hinreichender Reinheit zu erblasen, wenn man nicht eine blasige, sondern eine s t e i n i g e b a s i s c h e S c h l a c k e anwendet. Nur dadurch, daß man den Schmelzmaterialien einen Ueberschuß an Kalk darbietet, ist es möglich zu verhindern, daß der Schwefel und die aus den Silicaten sich reducirenden Erdmetalle ins Eisen übergehen. Dieser Zusammenhang der Schlackenzusammensetzung mit der Qualität des Roheisens ist so merklich, daß, wenn man bei etwas glasiger Schlacke halbirtes Roheisen producirt, oft nur eine Erhöhung des Kalkzuschlags nöthig ist, um graues Eisen zu erhalten, und daß man umgekehrt bei gleichbleibendem Kokessatz und unveränderter Windführung geringere Producte bekommt, so bald die Schlacke weniger basisch wird. Auch hat jede Schlacke ihren bestimmten Schmelzpunkt, dem entsprechend sich in vielfacher Beziehung die Processe im Hohofen gestalten, so daß letztere durch einen Wechsel in der Zusammensetzung der Schlacke sofort geändert werden. Es ist daher einleuchtend, daß die Hauptbedingung für die Production eines guten und gleichmäßigen Roheisens eine c o n s t a n t e S c h l a c k e n z u s a m m e n s e t z u n g ist.

Wenn fortwährend dieselben Erzsorten in hinreichender Menge und Beschaffenheit zur Disposition ständen, so würde es leicht sein, immer dieselbe Schlacke zu erzielen, wie z. B. in Belgien, wo die Brauneisensteine im Gehalt etwa zwischen 30 und 35 Proc. variiren, und daher die eine Erzsorte leicht für die andere eingeführt werden kann, ohne wesentliche Aenderung des Hohofengangs. Ein Gleiches gilt von den im Aufsatze des Herrn L ü r m a n n (I, 12) beschriebenen Kohleneisensteinen der Haßlinghauser Hütte, die stets 40—45 Proc. aus-

bringen. Die Henrichshütte dagegen besitzt Kohleneisensteine von sehr ungleichem Procentgehalt, und kann namentlich beim Verschmelzen des Spatheisensteins die ärmeren Kohleneisensteinsorten mit verhütten, so daß bei dem dortigen Hohofenproceß Materialien von sehr ungleicher Beschaffenheit in Betracht kommen. Wird dabei ein Erz in der Möllerung durch ein anderes ersetzt, was namentlich wegen der unregelmäßigen Anlieferung der einzelnen Sorten nicht selten erfolgt, so ändert sich sofort das Verhältniß der Bestandtheile in der Schlacke. Soll letztere constant erhalten werden, so ist dies nur dadurch möglich, daß man sie aus ihren Bestandtheilen berechnet, d. h. daß man die Menge der in den Eisensteinen und in der Koksasche vorhandenen Erden bestimmt und mit Zugrundelegung einer normalen Schlackenzusammensetzung die Menge des zu deren Bildung noch mangelnden Kalks resp. Kalksteins berechnet.

Wir nehmen hier als Beispiel für eine solche Schlackenberechnung die Verhältnisse des oben geschilderten Betriebs auf graues Roheisen zum Verpuddeln.

Nach den früher mitgetheilten Durchschnittsanalysen des Spatheisensteins enthält derselbe 6 Proc. Kieselerde und Thonerde, und 5 Proc. Basen. Für die Kohleneisensteinsorten, von denen gewöhnlich 3 6 zusammen verhüttet werden, ist der Gehalt an jenen Bestandtheilen aus den einzelnen Analysen zu entnehmen. Beim Kokes sind 10 Proc. an Kieselerde und Thonerde zu rechnen, indem der Rest dieser Bestandtheile durch die vorhandenen Basen gesättigt wird. Beim Kalkstein wird aus demselben Grunde ein Gehalt von nur 54 Proc. Kalkerde angenommen.

Hiernach gestaltet sich die Zusammensetzung einer Gicht bei obigem Betrieb folgendermaßen:

		(Si, Äl)	Ṙ	Eisen
3200	Pfd. Spatheisenstein	186	155	1302
1390	„ Kohleneisenstein (4 Sorten)	644	67	432
2400	„ Kokes	240	—	—
		1070	222	1734

Zur Berechnung der hinzuzufügenden Kalksteinmenge legen wir statt einer theoretisch begründeten Schlackenformel die erfahrungsmäßig ermittelte Thatsache zu Grunde, daß bei der für die Erzeugung von grauem Eisen passenden Schlacke die Summe von Kieselerde und Thonerde = der Summe der Basen ist. Mithin fehlen, wenn die Menge von Ṙ = der von (Si Äl) sein soll, an Kalkerde 1070 — 222 = 848 Pfd. entsprechend 1570 Pfd. Kalkstein.

Zum Hohofenbetrieb ergab sich dagegen Roheisen pro Gicht: 1720 Pfd. berechnet 1734 Pfd.) und die Analyse (Nr. 1, S. 226) der am 21. August gefallenen Schlacke zeigt ein Verhältniß zwischen ($\ddot{Si}\,\ddot{Al}$) und ($\dot{R}$) = 48,48 : 51,22 (berechnet 50 : 50). Das berechnete Verhältniß der Gleichheit beider Bestandtheile findet also annähernd statt, und die Uebereinstimmung, die innerhalb der Grenzen praktischer Genauigkeit liegt, wird noch größer, wenn man berücksichtigt, daß 1. die Menge der Kieselerde und Thonerde geringer erscheinen muß als in der Berechnung, weil ein Theil dieser Erden reducirt und ins Eisen übergeführt wird, und daß 2. die Menge der Basen durch Hinzutreten der kleinen Menge Eisenoxydul und des Schwefelgehalts gegen die Rechnung vergrößert erscheint. Sobald der Schmelzproceß regelmäßig erfolgt, ist auch die Schlacke stets gleichmäßig zusammengesetzt, so daß deren Berechnung sich praktisch richtig darstellt. Sowohl die Gleichmäßigkeit der äußern Eigenschaften spricht dafür, als auch die Uebereinstimmung der oben angeführten Analysen der Schlacken Nr. II und III, die von einer und derselben Beschickung an zwei verschiedenen Tagen gefallen sind.

Es bietet diese Methode der Schlackenberechnung demnach hinreichende Sicherheit für den praktischen Betrieb, wie sie auf keine andere Weise erreicht werden kann.

Wollte man, wie es in Belgien bei constanten Erzen allgemein üblich ist, den Kalksteinzuschlag nach Procenten des Erzsatzes angeben, so würde man bei der Variabilität des Kohleneisensteins zu ganz falschen Resultaten gelangen. Ersetzt man z. B. in der obigen Beschickung den Kohleneisenstein, der dort circa 31 Proc. Eisen giebt, einmal (A) durch ein Erz von 25 Proc. (das circa 58 Proc. $\ddot{Si}\,\ddot{Al}$ und 3 Proc. $\dot{R}$ enthält und fügt zum Vergleich (B) die Verhüttung eines Kohleneisensteins von 45 Proc. Eisengehalt hinzu (der circa 45 Proc. $\ddot{Si}$, $\ddot{Al}$ und 5 Proc. $\dot{R}$ enthält), so ergiebt sich

	A			B		
	($\ddot{Si}$, $\ddot{Al}$)	$\dot{R}$	Eisen	($\ddot{Si}$, $\ddot{Al}$)	$\dot{R}$	Eisen
3100 Pfd. Spatheisenstein	186	155	1302	186	155	1302
1390 „ Kohleneisenstein	806	41	347	347	69	625
2400 „ Kokes . . .	240	—	—	240	—	—
	1232 :	196	1649	773 :	224	1827

Es würde also, um eine Schlacke von der oben angegebenen Zusammensetzung zu erzielen, die fehlende Kalkmenge betragen:

im Falle A: 1232 — 196 = 1036

$\dot{Ca}$ = 1920 Kalkstein,

dagegen

im Falle B: 773 — 224 = 549

Ca = 1010 Kalkstein.

Während also die Erzmenge constant geblieben ist (4490 Pfd.), hat man in den drei besprochenen Fällen 1570, 1920 und 1010 Pfd. Kalkstein nöthig, d. h. 35, 43 und 23 Proc. des Erzsatzes, so daß eine Normirung des Zuschlags im Verhältniß zur Erzmenge nicht zulässig ist.

Noch variirendere Zahlen würde man erhalten, wenn man einen größern Theil des Spatheisensteins durch Kohleneisenstein ersetzen wollte, z. B. würde eine Beschickung von 1390 Pfd. Spatheisenstein und 3100 Pfd. Kohleneisenstein von 31 Proc. Eisengehalt an Kalkstein 2860 Pfd. erfordern, also 51 Proc. des Erzsatzes.

Die einzig sichere Weise zur Bestimmung der Zuschlagsmenge bleibt demnach die oben erläuterte, und scheint dieselbe für manche Fälle, namentlich bei variirenden Erzen, empfehlenswerth. Sie ist keineswegs umständlich und erfordert nur eine genaue Kenntniß der Zusammensetzung der Erze, wie sie Durchschnittsanalysen geben, so wie einige Sorgfalt der Betriebsbeamten, damit nicht Erze von verschiedenen Gruben und variirender Zusammensetzung beim Transport, bei der Röstung 2c. durcheinander kommen, weil sonst jede constante Zusammensetzung, jede Berechnung aufhört.

Es ist nun die Frage, ob das oben aufgestellte Verhältniß der Gleichheit zwischen der Menge der Basen und der Kieselerde und Thonerde in allen Fällen festzuhalten, oder ob bei der Production anderer Roheisensorten eine andere Schlackenzusammensetzung zu wählen ist. Wie schon oben bemerkt wurde, bewirkt eine weniger basische Schlacke sofort beim Roheisen eine Tendenz zum Weißwerden. Soll daher halbirtes oder weißes Roheisen erblasen werden, so scheint das einfachste Mittel dazu in einer Verminderung des Kalkzuschlags zu bestehen. Allein es ist dann eine ungünstige Einwirkung auf die Güte des Roheisens zu befürchten, und es wurde daher in der Regel ein Betrieb auf halbirtes Roheisen mit minder basischer Schlacke nur dann geführt, wenn wenig schwefelhaltige Kohleneisensteine zu Gebote standen und die Menge des Spatheisensteins sehr vorwiegend war, so daß ein Uebergehen von Schwefel und Silicium ins Eisen weniger zu befürchten war. Nach der andern Richtung hin ist eine noch basischere Zusammensetzung der Schlacke, als die oben aufgestellte normale, bei der Production von Gießerei-Roheisen nicht unzweckmäßig, da sie stets ein reineres Eisen und eine hohe Temperatur im Hoh-

ofen bedingt; nur darf die Schlacke nicht so kalkhaltig werden, daß ihre Strengflüssigkeit durch Versetzungen im Gestell Störungen im Betrieb hervorruft, was namentlich bei kälterem Winde eintritt, der keine zur Schmelzung der basischen Schlacke hinreichende Temperatur im Hohofen herstellen kann. Eine mäßig basische Schlacke dagegen trägt bei heißem Wind vortrefflich zur Conservirung des Gestells bei, wie später gezeigt werden wird. Jedenfalls sind die Vortheile eines Betriebes mit basischer Schlacke sehr bedeutend, und wenn auch die Mehrausgabe für den Kalkstein die Productionskosten belastet, so wird sie doch durch die Ersparniß an Brennmaterial, die gute Conservirung des Gestells, den geringen Eisenverlust in der Schlacke und die Güte des Roheisens reichlich aufgewogen. Nur bei allzu armen Erzen werden die Kosten für Kalkstein zu bedeutend und es ist darin eine Grenze für deren Anwendung geboten, auch ist der Kokesverbrauch zu groß, wenn zu viel erdige Theile geschmolzen werden müssen.

Es möge hierbei eine Bemerkung über das Verhältniß des Schlackenquantums zum Roheisen Platz finden. Von Walter de St. Ange herrührend, zieht sich durch fast sämmtliche Metallurgien die Angabe, daß für Kokeshohöfen bei weißem oder halbirtem Roheisen 137—201, bei grauem Roheisen 259 – 298 Theile Schlacke auf 100 Theile Eisen vorhanden sein müssen. Eine solche Verschiedenheit der Schlackenmenge für weißes und graues Roheisen ist im Allgemeinen gar nicht nachweisbar, besonders aber wird die Annahme von 259—298 Pfd. Schlacke auf 100 Pfd. grauen Eisens dadurch widerlegt, daß bei dem oben geschilderten Betrieb nur 2140 Pfd. Schlacke auf 1734 Pfd. Roheisen (also 123 : 100) vorhanden waren. Bei der Verhüttung des reichen Kohleneisensteins in Schottland ist die Schlackenmenge oft noch geringer, z. B. giebt Truran*) für einen Hohofen zu Dundyaan die Production der Schlacke zu 140, die des Roheisens zu 150 Tons wöchentlich an (93—100).

Daß die Gefahr, ein durch Schwefel verunreinigtes Roheisen zu erhalten, nicht gering ist, zeigt die beträchtliche Quantität desselben in der Schlacke. Ganz vollständig ist die Abscheidung des Schwefels nicht, so daß das Roheisen bis 1 Proc. und mehr davon enthält, und es zeigen sich daher die aus dem Roheisen der Henrichshütte dargestellten Producte immer in geringem Grade rothbrüchig. Die Quelle des Schwefels ist größtentheils im Koks zu suchen, weniger in den Erzen. Ersterer enthält meistens circa 1 Proc. Schwefel,

*) The iron-manufacture of Great-Britain. Chapt. V.

beim Spatheisenstein dürfte 0,4—0,6, beim Kohleneisenstein 0,6—1,0 Proc. Schwefel im Mittel anzunehmen sein, und es würde sich danach der in einer Gicht enthaltene Schwefel folgendermaßen ergeben:

3100	Pfd.	Spatheisenstein	à 0,6	Proc.	= 18,6 Pfd.
1390	"	Kohleneisenstein	à 0,8	"	= 11,1 "
2400	"	Kokes . . .	à 1,0	"	= 24,0 "
					53,7 Pfd.

Eine Gicht liefert 1720 Pfd. Roheisen und 2140 Pfd. Schlacke. Letztere, die nach Analyse I 5,35 Proc. Schwefelcalcium, mithin 2,38 Schwefel enthält, absorbirt demnach 50,9 Pfd. Schwefel, der Rest (2,8) würde sich im Roheisen finden. Die Gefahr, daß ein größerer Theil in das letztere übergeht, liegt offenbar sehr nahe und kann nur durch den hohen Kalkzuschlag abgewendet werden. Eine innige Mischung des Kalksteins mit dem Erz ist jedenfalls Behufs besserer Absorption des Schwefels zweckmäßig; eine Benetzung der Erze mit Kalkmilch, die früher versucht worden war, ist als zu kostspielig wieder aufgegeben worden. Fast die Hälfte des Schwefels stammt jedoch aus dem Kokes, und gerade das darin enthaltene Schwefeleisen wird vorzugsweise leicht an das Roheisen treten, da es nicht, wie bei den Eisensteinen, mit einer größern Menge erdiger Theile vermengt ist, die es leichter dem Kalkstein zuführen würden. Um diesem Uebelstand vorzubeugen, scheint ein von Herrn Dr. Bleibtreu vorgeschlagenes Verfahren *) recht empfehlenswerth, das darin besteht, die Steinkohlen vor dem Verkoken mit gepulvertem Kalkstein zu vermengen und so dem in den Steinkohlen enthaltenen Schwefel in unmittelbarster Nähe Kalk darzubieten, dessen er bedarf, um nicht zum Eisen getrieben zu werden. Wenn auch die Kosten für Zerkleinerung des Kalksteins etwas beträchtlich sind, so werden dieselben wohl aufgewogen durch die bessere Qualität des producirten Eisens, und verdient jener Vorschlag gewiß einer sorgfältigen Prüfung durch die Praxis unterzogen zu werden.

Was die übrigen Bestandtheile der Schlacke anbetrifft, so stammt der Gehalt an Manganoxydul und Magnesia vorzüglich aus den Erzen; letzterer besonders aus dem Spatheisenstein. Der nicht unbeträchtliche Alkaligehalt rührt, wie oben bemerkt wurde, aus den Silicaten der Kokesasche und des Kohleneisensteins her. Derselbe hat entschieden günstigen Einfluß auf den Schmelzproceß, da ein Theil des Kalis als Cyankalium im Hohofen enthalten ist und äußerst vor-

*) Band I. S. 39.

theilhaft auf die Reduction und Kohlung des Eisens einwirkt; als fast chemisch-reines Cyankalium ergaben sich Beschläge am Tümpel, von der violetten stark rauchenden Flamme herrührend, die aus dem Vorherd dringt, besonders wenn der Lehmtümpel stark abgeschmolzen ist. Auch in dem Gichtanflug war Cyankalium so wie sublimirter Schwefel (von der Zersetzung des im Spatheisensteine enthaltenen Schwefelkieses herrührend) in beträchtlicher Quantität vorhanden. Es ist der starke Kaligehalt des Schieferthons in den Steinkohlenaschen und im Kohleneisenstein vielleicht ein Hauptgrund dafür, daß aus letzterem Material besser als aus irgend einem andern ein mit Kohlenstoff überladenes, dunkelgraues Gießerei-Roheisen erblasen werden kann.

Als zweiter Hauptpunkt bei der Verhüttung jener Erze wurde oben die Anwendung des heißen Windes genannt, die im Vergleich zum Betrieb mit kalter Luft manche Eigenthümlichkeiten, besonders im Aussehen des Gestells, zeigt. Bei der Anwendung kalter Luft erscheinen die den Formen zunächst liegenden Parthien im Innern des Hohofens oft dunkel, Ansätze (Nasen) von verhärtetem Eisen und von Schlacke umgeben die Formen, die eigentliche Verbrennung findet im Innern des Hohofens statt. Bei heißem Winde dagegen herrscht im ganzen Gestell eine sehr hohe Temperatur, ebenso wohl im Innern als an den Wänden, so daß besondere Aufmerksamkeit auf die Erhaltung der letzteren verwandt werden muß. Beim Betrieb mit kalter Luft ist die Schlacke dunkler und das Roheisen um mehrere Nummern geringer an Qualität, als wenn dieselbe Beschickung bei heißem Wind verschmolzen wird. Diese contrastirenden Wirkungen treten rasch ein, sobald von dem einen Betrieb zum andern übergegangen wird. Ist man wegen Beschädigung der Winderwärmungsapparate gezwungen, kältern Wind anzuwenden, so verändert sich die Schlacke in kurzer Zeit, und hatte man vorher graues Eisen, so ergiebt schon der nächste Abstich halbirtes oder weißes. Umgekehrt gelingt es meist, den frühern Gaargang schon nach einigen Stunden durch Anwendung heißer Luft wieder herzustellen, die also für die Regulirung des Hohofenbetriebs von ungemeiner Wichtigkeit ist. Je höher die Temperatur des Windes ist, desto mehr wird das Roheisen zur Graphitabsonderung disponirt und erscheint dadurch im Bruch dunkler und grobkörniger. Will man ein nicht so gaares Eisen erblasen, so gestattet die Anwendung des heißen Windes eine beträchtliche Reduction im Brennmaterialverbrauch. Ein sehr wesentlicher Vortheil der Anwendung heißen Windes ist ferner der, daß man eine

hohe tägliche Production erzielen kann, ohne genöthigt zu sein, weißes Eisen zu erblasen. So beträgt in Schottland die durchschnittliche tägliche Hohofenproduction 40—46,000 Pfd. Gießerei-Roheisen (130—150 tons a week) bei Verschmelzung von Kohleneisenstein mit 300° Windhitze; auf der Henrichshütte im Durchschnitt des Jahres 1856 fast 43,000 Pfd. (meist graues Eisen), wobei in manchen Monaten 48,000 pro Tag überschritten wurde. Dagegen gehört bei den belgischen Hohöfen, die mit 70—100° Windhitze betrieben werden, eine tägliche Production von mehr als 25,000 Pfd. Gießerei-Roheisen zu den Seltenheiten, während 40,000 Pfd. bei weißem Eisen oft vorkommen.

Der Grund der höhern Production bei heißem Winde liegt darin, daß dieser dem Gestell mehr Hitze zuführt, bei der Verbrennung eine höhere Temperatur herstellt und über den ganzen Querschnitt des Gestells ausbreitet, so daß in gleichem Ofenniveau eine größere Menge Material vorbereitet und geschmolzen werden kann, als es in den verengten Ofenräumen bei kaltem Wind möglich ist. Bei letzterem Betrieb ist die Concentrirung der Hitze in einem kleinen Raum nöthig; eine Erweiterung des Gestells hat daher Verringerung der Eisenqualität und Vermehrung des Brennmaterialverbrauchs zur Folge, wogegen bei der Anwendung heißer Luft ein Gestell-Durchmesser von 5—8 Fuß keineswegs zu groß ist. Der Hohofen Nr. II der Henrichshütte, der anfänglich circa 2 Fuß Gestellweite hatte, erweiterte sich bald bis zu 5½ Fuß (zwischen den beiden Seitenformen gemessen) und ist in diesen Dimensionen seitdem mit mäßigem Brennmaterialverbrauch betrieben worden, so daß der genannte Durchmesser, übereinstimmend mit den schottischen Erfahrungen, für den Betrieb mit leichtflüssigen Erzen und heißem Wind passend erscheint.

Bei der Anwendung heißen Windes halten sich die Formen stets klar, so daß man nur selten Ansätze abzustoßen braucht und mit geschlossener Form arbeiten kann, wodurch die Arbeit der Schmelzer sehr erleichtert und der Windverlust verringert wird, im Vergleich zu dem Betrieb mit offner dunkler Form, der bei kaltem Wind meist stattfindet. Andrerseits aber bildet dieses Heranreichen des Schmelzprocesses bis an die Formen eine Hauptschwierigkeit für den Betrieb mit heißer Luft, weil die Gestellwände bei den hohen Temperaturen ungemein stark angegriffen werden. Man kann diesem Uebelstande theils durch Anordnung der Beschickung, theils durch Anwendung von Abkühlungsvorrichtungen an den Gestellwänden selbst vorbeugen.

In ersterer Beziehung ist die Wirkungsweise eines verschiedenen Kalkgehalts der Schlacke auffallend: eine wenig basische Schlacke, die lange Fäden zieht und beim Erkalten einen starken glasigen Rand bekommt, „frischt" im Hohofen, sie schmilzt die Ansätze von den Wandungen ab und zerstört diese selbst; viel weniger dagegen leidet das Gestell bei einer basischen steinigen Schlacke, deren Bildung und Schmelzung im Hohofen schwerer erfolgt. Außer den sonstigen Vortheilen, die der Betrieb mit letzterer bietet, ist daher auch der hervorzuheben, daß man dabei längere Zeit hindurch das Innere des Hohofens in gutem Zustande erhalten kann. Ein zu großer Kalkgehalt hingegen, der eine zu schwer schmelzbare Schlacke bedingt, bewirkt Ansätze im Gestell. Es ist zweckmäßig, nach längerem Betrieb mit basischer Schlacke einige Tage hindurch den Kalkgehalt zu vermindern, um mit Hülfe der hitzigeren Schlacke das Innere des Hohofens von allen Ansätzen zu befreien, worauf man wieder zu der frühern Beschickung zurückkehrt.

Von großem Einfluß auf die Conservirung des Gestells sind ferner äußerlich angebrachte Kühlungsvorrichtungen. Die Luft, die die Gestellwände umgiebt, erneuert sich nicht schnell genug, um wirksam abzukühlen, dagegen erfüllt das Wasser besser diesen Zweck. Hauptsächlich dient die Wasserkühlung der Formen dazu, die Gestelltheile zu erkälten, die der stärksten Hitze ausgesetzt sind; jede Form bildet einen Punkt von constant niedriger Temperatur, der der Wirkung der Gestellhitze widersteht. Deshalb kann es wohl für die Conservirung des Gestells vortheilhaft sein, viele Formen anzuwenden, um mehrere solche Punkte zu gewinnen, wie denn auch in Schottland und Wales die Hohöfen mit 5, 9 bis 14 Formen betrieben werden. Auf der Henrichshütte wurde ein Hohofen mit 3, der andere mit 5 Formen versehen (1 im Rücken, 2 an jeder Seite nebeneinander), allein es stellte sich keineswegs ein Vortheil zu Gunsten letzterer heraus. Es war schwierig, durch die Größe und relative Lage der Formen den Wind richtig zu vertheilen, so daß ein gleichmäßiges Niedergehen der Gichten erfolgen konnte, und daß die Vorderseite des Hohofens nicht zu stark angegriffen wurde. Außerdem vermehrt sich bei Anwendung von 5 Formen der Windverlust durch Undichtheiten und die Arbeit des Ueberwachens im Vergleich mit 3 Formen, und hat man daher letzteren wieder eingeführt.

Wenn übrigens die Formkühlung auch noch so vollständig stattfindet, so leiden doch die übrigen Theile des Gestells, namentlich die untern, die abwechselnd mit dem hitzigen Roheisen und mit der Schlacke

in Berührung kommen, sehr bedeutend in den hohen Temperaturen, sei es daß die geschmolzenen Massen selbst eine Einwirkung auf die Gestellwände und den Bodenstein ausüben, sei es, daß der Zutritt des Windes in das durch den Abstich entleerte Gestell zerstörend auf die Wandungen einwirkt. Der schwierigste Punkt in dieser Beziehung ist das Vordertheil des Hohofens, der Dammstein, das Stichloch und die zugehörigen Theile des Bodensteines. Wendet man keine Vorsichtsmaßregel an, so nutzen sich diese Theile in sehr kurzer Zeit ab. Die Oberfläche des Bodensteins wird continuirlich und zwar, so weit man es bei größeren Ofenreparaturen beurtheilen kann, an allen Stellen ziemlich gleichmäßig abgeschmolzen, so daß sich die Sohle allmälig senkt und der Abstich also immer tiefer erfolgen muß. Diese Abnutzung betrug beim Hohofen Nr. II fast constant 1 Zoll monatlich, z. B. im November 1856 nach 16monatlichem Betrieb 16—17 Zoll; doch schien in der folgenden Zeit das Niveau, nachdem es bis circa 20 Zoll gesunken war, sich weniger zu verändern. Dieser Umstand ist insofern unbequem, als die Differenz zwischen der Sohle und der Dammsteinkante immer größer wird, so daß die Schmelzer beim Reinigen des Erzes nach dem Abstich und beim Ausbessern des Dammsteins tief hinunterreichen müssen.

Bei weitem nachtheiliger für den Schmelzproceß ist die starke Abnutzung des Dammsteins, die bei dem hitzigen Ofengang erfolgt. Hat man den Dammstein erneuert, so ist derselbe nach wenigen Tagen oft schon wieder bis nahe zur Dammplatte weggefressen, so daß dann fast nach jedem Abstich ½—1 Stunde dazu verwendet werden muß, um ihn mit Lehm und feuerfestem Thon zu repariren. Besonders auch leidet das Stichloch so, daß ein gehöriger Verschluß desselben nur schwierig zu bewerkstelligen ist. Einigen Schutz gewährt die Anbringung eines Wasserbassins vor der Dammplatte in dem Theil unterhalb des Schlackenabflusses, allein die dadurch bewirkte Abkühlung erstreckt sich nur auf einen geringen Theil des Dammsteins. Sehr gut erreichte ich jedoch den Zweck, die unteren Theile des Hohofens zu verengen, durch Anbringung von Wasserbassins an den Formseiten, die in der dem Gestell zugekehrten Wand der Formgewölbe vor deren Boden bis etwas unterhalb des Stichlochniveaus hinabgingen. Diese Bassins wurden von Zeit zu Zeit mit Wasser gefüllt, das von der Rohrleitung zur Formkühlung genommen wird, so daß von dort aus eine constant niedrige Temperatur der Gestellhitze entgegenwirkt. Namentlich dadurch, daß das Wasser durch die Fugen des Hohofengemäuers nach innen bis in die Nähe der Gestell-

wände und des Dammsteins bringen kann, werden die untern Theile des Gestells, der Dammstein und das Stichloch, fortwährend abgekühlt, es setzen sich feste Massen an die Seitenwände, so daß das Innere des Hohofens sich allmälig wieder verengt. Die Einwirkung auf das Gestell, das nach und nach wieder in seine regelmäßigen Dimensionen zurückgeführt wurde, zeigt sich am besten daraus, daß die Arbeiten am Dammstein und Stichloch nach dem Abstch sich erheblich verminderten; bei dreimaligem Abstich in 24 Stunden betrug der durchschnittliche Stillstand der Maschine in der Zeit vor der Anbringung des Bassins 115 Minuten, nachher nur 80 Minuten täglich, so daß die für den Betrieb verlorene und durchaus schädliche Zeit des Stillstandes sehr verringert wurde.

Bei geringerer Production pflegen die Einwirkungen auf das Gestell bei weitem nicht so heftig zu sein, auch beim Betrieb mit kaltem Winde und schwer schmelzbaren Materialien conservirt sich das Gestell gewöhnlich gut; dagegen bildet dieser Punkt eine Hauptschwierigkeit für den oben geschilderten Betrieb, ohne deren zweckmäßige Regulirung ein vortheilhafter Ofengang nicht möglich ist.

Nachdem im Vorstehenden versucht ist, den Hohofenproceß in seinen durch die Verschiedenheit der Schlacken und der Windführung bedingten Eigenthümlichkeiten darzustellen, so bleibt noch übrig, Einiges über die einzelnen Roheisensorten hinzuzufügen, die das Ergebniß jenes Processes sind.

Nach den beiden Hauptanwendungen, die das Roheisen findet, pflegt man am Rhein und in Westphalen ebenso wie in Belgien einen Unterschied zu machen zwischen

Roheisen zum Vergießen (fonte de moulage)

und

Roheisen zum Verpuddeln (fonte d'affinage).

Ersteres ist stets grau, letzteres umfaßt dagegen alle Sorten. Im Allgemeinen gilt der verschiedene Graphitgehalt als maßgebend für die Eintheilung und die Bestimmungen der Preise, doch ist dieser Maßstab nur beim Gießerei-Roheisen richtig, da die Güte des Roheisens zum Verpuddeln mehr von seiner Zusammensetzung, seinem Gehalt an Silicium, Schwefel, Phosphor ꝛc. abhängt, und ein weißes Eisen daher manchmal besser sein kann, als graue Sorten. Insofern ist jedoch die Vorliebe der Consumenten für graues Puddel-Roheisen gerechtfertigt, als zur Erzeugung desselben ein geregelter und guter Hohofenbetrieb nöthig ist, wogegen unter die Kategorie des weißen Eisens jedes Product von schlechtem Ofengang fällt, so daß

der Consument vor dem Bezug schlechter Sorten einigermaßen geschützt ist, wenn er graues Roheisen kauft. Namentlich bedingte in den letzten Jahren das vielseitige Angebot von weißem Roheisen geringerer Qualität, aus Lahnerzen erblasen, eine größere Nachfrage und entsprechende Preiserhöhung für graue Sorten, so daß letztere vorzugsweise leicht und vortheilhaft Absatz fanden.

Der Preis des Gießerei-Roheisens, der wesentlich vom schottischen Markt abhängig ist, betrug in den letzten Jahren 18½—20 Thlr. für Nr. 1, 17—18 Thlr. für Nr. 2 und 3 pro 1000 preuß. Pfund, bis in den Wagon zu den benachbarten Eisenbahnstationen geliefert.

Das Roheisen zum Verpuddeln wird meist in eiserne Formen (Coquillen) gegossen, um die Oberfläche der Masse reiner von Sand zu erhalten, der im Puddelofen einen bedeutenden Abbrand bedingen würde. Die Coquillen als gute Wärmeleiter schrecken das Eisen mehr ab als der Sand, und es erscheint deshalb das in Coquillen gegossene Eisen stets um 1—2 Nummern geringer als die Sandmasseln, z. B. Grau Nr. 2 im Sand entspricht halbirt in Coquillen. Es werden folgende Sorten unterschieden:

- Grau Nr. 1, gleichmäßig feinkörnig ohne weißen Rand, erfordert einen gleichmäßig gahren Ofengang, und ist sehr beliebt zur Fabrikation von guten Eisensorten. Werth pro 1000 Pfd. 17⅓—18½ Thlr.
- Grau Nr. 2, in der Mitte grau, außen mit ¼—½ Zoll breitem weißen Rande. Werth 17—17½ Thlr.
- Halbirt (truitée) in variirender Mischung der grauen und weißen Theile. Werth 16½—17 Thlr.
- Weiß. Werth 16 Thlr.

Was die relativen Productionskosten dieser Sorten anbetrifft, so hängen dieselben von vielen Bedingungen ab, die, wie z. B. die Selbstkosten der Erze, oft sehr variiren. Unter sonst gleichen Umständen ist der Kokesverbrauch wesentlich in Rechnung zu ziehen, da die verschieden gaaren Sorten ungleiche Kokesmengen zur Darstellung bedürfen. Bei constanter Windhitze von 280—300° und gutem Ofengang betrug auf der Henrichshütte unter den dargestellten Verhältnissen der Kokesverbrauch pro 1000 Pfd. Roheisen:

für Gießerei-Roheisen Nr. 1 .	1500—1750 Pfd.,
„ sonstiges graues Eisen . .	1300—1500 „
„ halbirtes und weißes Eisen	1100—1300 „

so daß bei einem Kokespreise von 9 Sgr. pro 100 Pfd. der Mehr-

verbrauch an Brennmaterial für die bessern Sorten reichlich durch den höhern Werth der Producte aufgewogen wird. Da außerdem weißes Eisen schwer verkäuflich ist, so erscheint die Production der bessern Sorten vortheilhaft und war der Hohofenbetrieb vorzugsweise auf dieselbe gerichtet. Für Gießerei-Roheisen war die Nachfrage im Ganzen schwächer, weil die Gießereien zu sehr an das schottische Roheisen gewöhnt sind; die begehrteste und am meisten producirte Sorte, bei der ein vortheilhafter Betrieb und ein beständiger Absatz zu erzielen war, blieb immer das graue Roheisen Nr. 1 zum Verpuddeln, das auf den Puddelwerken zu Hörde, Hagen, Witten, Wetter, Hammer ꝛc. gern verarbeitet wurde.

Bei der Production dieser Roheisensorte betrug nach dem Durchschnitte einer längern Betriebsperiode der Kokesverbrauch ca. 1400 Pfd. pro 1000 Pfd. Roheisen — eine Zahl, welche im Vergleiche zu denen der meisten deutschen und ausländischen Hohöfen als sehr gering erscheint; z. B. verbrauchen die belgischen Hohöfen für weißes Roheisen aus Brauneisenstein, bei 70 — 100° Windhitze erblasen, etwa 1700 Pfd., für graues 2000 Pfd. Kokes pro 1000 Pfd. Roheisen; die niederrheinischen Hütten 1700 Pfd. Kokes bei der Verhüttung der Rotheisensteine von der Lahn; die Haßlinghauser Hütte 1670 Pfd. Kokes bei der Verhüttung von Kohleneisenstein mit heißem Wind; die schottischen Hohöfen unter gleichen Umständen 1900 - 2300 Pfd. rohe Steinkohle. Der Grund davon liegt größtentheils in der vortrefflichen Beschaffenheit des Spatheisensteins, aus dem trotz seiner Reichhaltigkeit das Eisen leicht reducirt und gekohlt werden kann, besonders aber darin, daß derselbe nur eine äußerst geringe Menge erdiger Bestandtheile hat, so daß nur eine geringe Menge Schlacken zu schmelzen ist. Mehr als von der Quantität des producirten Roheisens hängt der Kokesverbrauch von der gleichzeitig vorhandenen Schlackenmenge ab, und scheint bei sonst gleichen Umständen (Windhitze, Gaare des Eisens, Art des Brennmaterials ꝛc.) fast proportional der Summe des Roheisens und der Schlacke zu sein. So hat die Henrichshütte im obigen Falle 123 Pfd. Schlacke pro 100 Pfd. Roheisen, mithin einen Kokesverbrauch pro 100 Pfd. geschmolzener Materialien $= \frac{140}{223} = 0{,}62$. Die belgischen Hohöfen, bei denen das Schlackenquantum ca. das Doppelte der Roheisenmenge beträgt, $\frac{170}{300} = 0{,}57$ bei weißem, $\frac{200}{300} = 0{,}67$ bei lichtgrauem Roheisen. Die niederrheinischen Hütten (167 Schlacken auf

100 Roheisen) $\frac{170}{267} = 0,64$. Haßlinghausen (170 : 100) hat $\frac{167}{270}$ $= 0,62$. Die schottischen Hohöfen (100 : 100) dagegen $\frac{210}{200} = 1,05$, wobei der Mehrverbrauch durch die Anwendung der rohen Steinkohlen statt des Kokes, sowie durch die hohe Kohlungsstufe des producirten Roheisens zu erklären ist.

Von wesentlichem Einfluß auf den Kokesverbrauch sind jedenfalls auch die innern Dimensionen der Hohöfen; wenn sich auch die Größe des Gestells durch den Schmelzgang selbst passend regulirt, so sind doch die obern Theile, Kohlensack, Schacht und Gicht unveränderlich und von großem Einfluß auf den Schmelzproceß. Ein großer Durchmesser derselben, namentlich der Gicht, eine fast cylindrische Schachtform, wie sie zu Haßlinghausen und beim Hohofen Nr. 1 der Henrichshütte gewählt sind, bedingen ein langsames Aufsteigen der Gase, so daß dieselben lange mit den Erzstücken in Berührung sind, und die Reduction und Kohlung allmälig und in verhältnißmäßig niedriger Temperatur bewirken zu können. Auch scheint die Sorgfalt, die auf das Gichtsetzen verwandt wird, auf die günstigsten Resultate der Henrichshütte von Einfluß zu sein. Der Kokes wurde mit Wagen in die Gichtöffnung gekippt und seine Oberfläche gut geebnet, Erz und Kalkstein dagegen auf dem Gichtniveau ausgeladen und mit Schippen eingeworfen und dabei die verschiedenen Sorten möglichst gleichmäßig vertheilt; eine ungleichmäßige Ladung würde einen unregelmäßigen Schmelzgang und damit einen Mehrverbrauch an Kokes zur Folge gehabt haben. Endlich ist der Umstand zu erwähnen, daß die Gichtgase dem Hohofen nicht entzogen werden, so daß das regelmäßige Aufsteigen derselben in keiner Weise gestört ist.

Ohne Zweifel bietet der relative Kokesverbrauch einen der wichtigsten Punkte in der Betriebsführung; jede Störung wirkt sofort ungünstig auf denselben ein, indem man dann, um den regelmäßigen Gang wieder herzustellen, die Erzgichten vermindern und den Kokessatz erhöhen muß; ein geringer Kokesverbrauch spricht daher bei Berücksichtigung der Erze 2c. immer günstig für die Regelmäßigkeit des Schmelzprocesses.

Die Qualität des bei regelmäßigem Hohofengange erblasenen grauen Roheisens erwies sich beim Verpuddeln und Verwalzen als durchaus befriedigend, abgesehen von der geringen Neigung zum Rothbruch, die jedoch für die meisten Verwendungen nicht schädlich war; es lieferte ein sehniges festes Stabeisen und konnte sogar in kleinen

Verhältnissen den besten Holzkohlenroheisensorten von Nassau und Siegen zur Production von feinem Schwarz- und Weißblech und von Puddelstahl zugesetzt werden. Zusammen mit dem Eisen der Niverner Hütte bei Lahnstein und dem des Hochdahler Werkes gehörte es zu den besten Kokesroheisensorten, die den westphälischen Hütten zu Gebote standen.

Die Ergebnisse einer längern Betriebsmethode mögen schließlich Anhaltspunkte liefern, um den Betrieb im Ganzen zu beurtheilen und ihn mit den Resultaten anderer Hütten zu vergleichen.

Der Hohofen Nr. II verbrauchte im Jahre 1856 (4. Januar 1856 bis 2. Januar 1857) an Materialien in 8752 Gichten:

29,535,510	Pfd.	Spatheisenstein (ungeröstet),
11,494,715	=	Kohleneisenstein (geröstet),
97,200	=	Brucheisen,
12,458,720	=	Kalkstein,
21,967,800	=	Kokes.

Zur Feuerung der Reservedampfkessel und der Wiedererwärmungsapparate wurden verbraucht:

69,836	Scheffel	Steinkohle,
4,041	=	Kokesklein.

Es wurden producirt: 15,632,103 Pfd. Eisen, und zwar:

Gußwaaren (aus dem Hohofen) .	8,9	Proc.
Gießerei-Roheisen Nr. 1 . . .	4,5	=
Sonstiges graues Eisen . . .	70,3	=
Halbirtes Eisen	11,3	=
Weißes = ...	4,1	=
Brucheisen	0,9	=
	100,0	Proc.

Es beträgt mithin

die durchschnittliche tägliche Production 42,946 Pfd., das Ausbringen der Erze 38,1 Proc., der Beschickung 29,2 Proc.

Es wurden durchschnittlich verbraucht zur Darstellung von 1000 Pfd. Roheisen:

1889	Pfd.	Spatheisenstein,
735	=	Kohleneisenstein,
797	=	Kalkstein,
1405	=	Kokes,
47	Scheffel	Kohle und Kokesklein.

Der Hohofenbetrieb der Georgs-Marienhütte unweit Osnabrück. (Mittheilungen des Hannoverschen Gewerbevereins 1858,

Jahr 1858.) — Diese erste Kokeshüttenanlage im Königreiche Hannover, welches am Harze altberühmte Staatswerke besitzt, gehört einer Actiengesellschaft, unweit der von Osnabrück nach Rhena führenden Eisenbahn, ist auf die Anlage von 4 - 6 Hohöfen, einer Gießerei und eines Puddel- und Walzwerkes berechnet.

Gegenwärtig betreibt man in zwei Hohöfen, bei Anwendung von Backkokes, die Production von Roheisen und hat es hierin in der kurzen Zeit seit der Betriebseröffnung, von wenig mehr als einem Jahre, bereits zu den erfreulichsten Resultaten gebracht, und an einzelnen Tagen über 40,000 Pfd. eines vorzüglich brauchbaren, grauen Roheisens in einem Hohofen dargestellt.

Die Steinkohlen zur Kokesfabrikation werden theils von den herrschaftlichen, theils von den eigenen Förderungen jenseits Oesede, 3/8 — 1/2 Meile vom Werke entfernt, bezogen, wo 4 Flötze abgebaut werden, welche großentheils, besonders in den im Abbau befindlichen Hangenden 26 resp. 30″ mächtigen Flötzen, backend sind.

Die Eisenerze sind an dem eine Meile entfernten Hüggel, Heidhorn und Rothenberge auf eine Längenerstreckung von 1400 Lachtern im Streichen aufgeschlossen, bestehen in den untersten Parthien aus Spatheisenstein, weiter oben hin aus Brauneisenstein und darüber gelagert aus milden oder erdigen Brauneisenerzen. Bei einem nördlichen Einfallen von 25—28° ist das Eisensteinflötz, zwischen das Rothe Todte und dem Zechstein eingelagert, oft bis 50′, durchschnittlich aber 15′ mächtig. Abbau und Gewinnung bieten keine besondere Schwierigkeiten, ebenso ist die Förderung durch mehrere angelegte Stollen erleichtert.

Außer diesen Erzen stehen dem Betriebe der Hohöfen sehr gutartige, aber arme Thoneisensteine aus der Juraformation zu Gebote.

Die beiden Hohöfen auf Georgs-Marienhütte sind wie alle übrigen Hüttengebäude aus dem am Werke mächtig anstehenden Hülfssandsteine aufgeführt und besitzen im Schacht eine Höhe von Boden bis zur Gicht von 52′ hannov., eine Kohlensackweite von 16,3″, eine Gestellhöhe von 7′ und eine Gichtweite von 9,6″ resp. 10,6″. Sie sind durch eine aus schmiedeeisernen Trägern von 55 1/2′ Länge bestehenden Gichtbrücke mit einander verbunden, auf deren Mitte sich eine Dampfmaschine zum Betriebe des Gichtaufzugs befindet. Die Maschine ist eine Zwillingsdampfmaschine von 18″ Hub und 10″ Cylinderweite und überträgt die Bewegung auf zwei, auf Wellen befindliche Seilscheiben, über welche Drahtseile laufen und die Fördergefäße auf- und niedertragen. An einem jeden der beiden Hohöfen

ist ein Winderwärmungsapparat angebracht, in welchem der aus dem Regulator herübergeleitete Wind 36 ovale Röhren, die erwärmt werden, passiren muß, bevor er nach den Formen gelangt.

Zwei Gebläsemaschinen mit liegenden Cylindern von 72″ Hublänge und 37½″ Weite für den Dampf- und 78″ für den Blasecylinder entwickeln je 130 Pferdekraft Nutzarbeit und liefern bei einer normalen Kolbengeschwindigkeit von 180′ pro Minute bei 3 Atmosphären Ueberdruck Dampfspannung und ein halb Expansion in jeder Minute 4500 Kubikfuß Wind von atmosphärischer Dichtigkeit unter einer Pressung von 3½ Pfd. pro Quadratzoll.

Für den zeitherigen Betrieb hat die Leistung einer Maschine schon genügt, so daß die zweite nur zur Reserve diente; über den Maschinen ruht ein 160′ langer, 7′ weiter Regulator aus $^{3}/_{16}$″ starkem Eisenblech, welcher eine ganz gleichmäßige Wirkung des Windstroms bewirkt.

Eine Dampfmaschine mit 13″ weitem Dampfcylinder und 33″ Hub des Kolbens pumpt das Wasser aus einem Brunnen nach zwei hochgelegenen Bassins aus Eisenblech, von welchem aus dasselbe zur Speisung der Dampfkessel, Kühlung der Formen und zum Löschen der Kokes durch Röhren geleitet wird.

Drei Cornwall-Kessel von 32′ Länge und 7′ Weite mit zwei Stück 31½″ weiten Feuerrohren versehen, liefern in Gemeinschaft mit einem unter den Kokesöfen angelegten Kesselsystem mit 4 Siederröhren den zum Betriebe sämmtlicher Maschinen erforderlichen Dampf.

Die Kokesöfen, von denen fast durchweg je 9 Stück zu einem System vereinigt sind, haben eine Länge von 22′, eine Höhe von 5′ und eine Breite von 33″ und sind so eingerichtet, daß die abziehenden Gase Seitenwände und Boden erwärmen. Die von den Dampfkesseln und Kokesöfen abziehenden Gase werden durch eine 180′ hohe Esse fortgeleitet.

Der Betrieb der Kokesöfen, deren zur Zeit 64 vollendet sind, hat bereits im April d. J. begonnen, und höchst erfreuliche Resultate geliefert. Jeder Ofen wird mit 70—80 Doppelhimten Kohlen besetzt, welche in 48 Stunden verkoken und dem Gewichte nach 68—80 Proc. ausbringen. Die fertigen Kokes werden in einem zusammenhängenden Stücke durch eine Auspreßmaschine, mit Schild an gezahnter Stange, durch Menschenkraft aus dem Ofen geschoben.

Im November d. J. wurden beispeilsweise über 3 Millionen Pfund Kokes dargestellt, deren stete gute Beschaffenheit wesentlich zu dem günstigen Resultate bei dem Hohofenbetriebe beigetragen hat.

Der Hohofen Nr. 2 ist am 14. Juli, der Hohofen Nr. 1 am 31. Oktober v. J. angeblasen worden.

Das Füllen eines Hohofens dauerte etwa 21 Tage und erforderte 162,062 Pfd. Kokes. Während des Anwärmens sind einige 60 Roste geschlagen worden; die stillen Gichten gingen 10 Tage nieder und das Anblasen erfolgte dann mit 2 Stück Düsen von 1¾" Weite bei 1½ Pfd. Pressung und 100° Temperatur des Windes.

Nach den früher in Beckerode erlangten Erfahrungen wurde der Betrieb lediglich mit Thoneisenstein eröffnet, welches alsbald den regelmäßigsten Gang und die vortheilhafteste Schlackenbildung zur Folge hatte. Der geringe Eisengehalt dieser Thoneisensteine nöthigte allerdings dazu, deren weitere Verarbeitung aufzugeben und an ihrer Stelle Brauneisensteine von einigen 30 Proc. zu setzen; nichtsdestoweniger haben aber jene Eisensteine ihrer Gutartigkeit wegen einen hohen Werth. In Betracht der Eröffnung des Betriebes in einem neugebauten Werke mit unbekannten Materialien gewährt der zeitherige Hohofengang ganz überraschende Resultate.

Zu 1000 Pfd. Roheisen waren bei dem Hohofen Nr. 2 in der letzten Woche des Oktobers 3130 Pfd. Eisenerz, 920 Pfd. Kalk, 1560 Pfd. Kokes, im November durchschnittlich 3250 Pfd. Eisenerz, 940 Pfd. Kalk und 1630 Pfd. Kokes erforderlich, und die tägliche Production erreichte durchschnittlich die Höhe von 32,671, resp. 33,786 Pfd., am 30. und 31. Oktober sogar 42,000 resp. 44,540 Pfd. bei einem Ausbringen des Erzes von 30,8 und 32,5 Proc. Offenbar sind dies Resultate, welche den günstigsten des benachbarten preuß. Westphalen, wo viel reichere Edelsteine verhüttet werden, würdig an die Seite gestellt werden können und einen um so höheren Werth besitzen, als sie im ersten Beginnen der Hohöfen-Campagne erreicht sind. Wenn erst reichere Braun- und Spatheisensteine zur Verhüttung gelangen und der Georgs-Marienhütte ein Absatzgebiet für weißes Roheisen eröffnet ist, dann darf eine Steigerung der Production und eine bedeutende Ermäßigung des schon jetzt sehr mäßigen Kokesverbrauches sicher erwartet werden. In hüttentechnischer Beziehung verdient hervorgehoben zu werden, daß auch auf diesem Werke die Wirkung der erwärmten Gebläseluft eine hohe Bedeutung für den Hohofenbetrieb erlangt hat, daß dieselbe auf den Gang des Ofens und auf die Qualität des Eisens den vortheilhaftesten Einfluß übt, daß mit heißem Winde Vortheile erzielt sind, welche anderwärts mit außergewöhnlichem Brennmaterialaufwande kaum erreicht werden. Während man auf andern Werken bei einer von der hiesigen ver-

schiedenen Zusammensetzung der Erze in der Verwendung heißen Windes sehr vorsichtig sein muß und bei einiger Steigerung desselben, Roheisen von der geringsten Haltbarkeit darstellt, wird auf Georgs-Marienhütte ein Eisen producirt, dessen Festigkeit kaum irgendwo erreicht werden mag. Die Production des Kokesroheisens hat nach solchen befriedigenden Erfahrungen in wenig Monaten bereits eine Bedeutung für das Königreich Hannover erlangt, wie solche kaum hat erwartet werden können, und an welche sich mit vollem Rechte die erfreulichsten Hoffnungen knüpfen dürfen.

Ueber die Zugutemachung der Eisenfrisch- und Schweißschlacken auf Roheisen sagt der „Berggeist" 1859, Nr. 8 das Nachstehende, welches der speciellen Beachtung der Hüttenleute sehr zu empfehlen ist:

Es ist bekannt, daß bei der Eisengewinnung nur ein gewisser Theil des in den Erzen enthaltenen Eisens wirklich als solches ausgebracht, während ein nicht unbeträchtlicher Theil desselben verschlackt und dadurch werthlos wird. Den kleinsten Antheil an diesen Eisenverlusten hat wohl der Hohofenproceß, einen überwiegenden aber die Processe des Frischens, sei es in Herden oder in Flammöfen, und des Schweißens. Der Eisenverbrand, d. h. die Verschlackung und Entwerthung des Eisens beträgt beim Frischen und Schweißen unter Umständen nicht weniger als 25 — 30 Proc. des in den Puddelofen resp. Frischherd gebrachten Roheisens, indem er in höherm Grade wächst, je weiter das Product verfeinert wird. Im großen Durchschnitte beträgt aber der Eisenverbrand bei der Stabeisenbereitung und Verfeinerung mindestens $^1/_6$ oder $16^2/_3$ Proc. des im Rohmaterial enthaltenen Eisens. Wie groß der durch den Eisenverbrand entstehende Verlust im Kapitalwerth ist, wird aus folgenden Zahlen hervorgehen.

Im Jahre 1856 wurden in dem deutschen Zollvereine und Oesterreich zusammen 15 Millionen 770,000 Roheisen erzeugt, wovon über 14 Millionen zur Stabeisen- und Stahlbereitung verwendet wurden. Hierbei betrug der Eisenverlust nicht weniger als $^1/_5$ oder $2^1/_2$ Millionen Ctr. Roheisen, welche in der Schlacke als werthlos auf die Halde gestürzt worden sind. Der Eisengehalt der Frisch- und Schweißschlacken schwankt zwischen 40 und 75 Proc. und kann im großen Durchschnitt zu 50 Proc. angenommen werden. Demnach betrug die Menge der im Jahre 1856 im Zollvereine und Oesterreich abgesetzten Schweiß- und Frischschlacken wenigstens $4^2/_2$ Mill. Ctr. und kann bei der bedeutenden Steigerung, welche die Eisenindustrie in jüngster

Zeit erfahren hat, für das Jahr 1858 *in minimo* auf 6 Ctr. geschätzt werden. Aus diesen 6 Millionen Ctrn. 50procentiger Schlacke sind aber nach Abzug des abermaligen Verlustes bei der Stabeisenbereitung 2½ Mill. Ctr. Schmiedeeisen darstellbar welche, den Ctr. mit 4 Thlr. berechnet, einen Kapitalwerth von 10 Mill. Thaler repräsentiren.

Betrachtet man die als werthlos abgesetzten Schlacken als Material zur Roheisenerzeugung, wie die Eisensteine, so muß ihnen bei ihrem hohen Eisengehalte ein Werth von wenigstens 5 Sgr. pro Ctr., oder im Ganzen von 1 Million Thaler beigelegt werden, welche dem Nationalvermögen entzogen wurden. Da aber bisher, so lange Eisen gefrischt wird, von den Frisch- und Schweißschlacken fast nie Gebrauch gemacht, dieselben nicht einmal für werth erachtet wurden, um als Straßenbaumaterial benutzt zu werden, so beträgt der bisher dem Nationalvermögen durch Nichtachtung des Werthes dieser Schlacken erwachsene Verlust viele hundert Millionen.

Aus den im Jahre 1858 gefallenen Frisch- und Schweißschlacken des Zollvereins und Oesterreichs könnten aber 3 Millionen Ctr. Roheisen erzeugt werden, d. i. fast ebensoviel, wie die Roheisenerzeugung des Zollvereines ohne Preußen beträgt; nimmt man die Jahresproduction eines Kokeshohofens von den größten Dimensionen zu 100,000 Ctr. Roheisen an, so könnten mit der Verhüttung dieser nicht geachteten Schlacken 30 große Hohöfen beschäftigt werden, welche bei 6 Mill. Ctr. Frisch- und Schweißschlacken, 8½ Mill. Ctr. Steinkohlen und 2½ Mill. Ctr. Kalkstein verbrauchen würden. Dieses sind Zahlen, welche gewiß zum Nachdenken auffordern!

Fragt man, warum so ungeheure Schätze fast gänzlich unbenutzt geblieben sind, so ist die Antwort: Man hat es bisher nicht verstanden, das reiche Material mit Vortheil zu verhütten. Die Gründe wollen wir angeben. Die Frisch- und Schweißschlacken sind Silicate von Eisenoxydul, welche neben dem letztern 20—40 Proc. Kieselerde, ferner noch einige Procent Manganoxydul, Kalkerde, Magnesia, Thonerde und nicht selten auch Schwefel und Phosphor (diesen als Phosphorsäure) enthalten. Die beiden letztern, für die Güte des Eisens schädlichen Bestandtheile finden sich fast nur in Puddel- und Herdfrischschlacken, welche von einem unreinen Roheisen herrühren, während die Schweiß- und Herdfrischschlacken dieselben fast nie enthalten.

Wenn man nun von der Verhüttung dieser Schlacken fast immer Anstand genommen hat, so geschah es:

1. weil sich das Eisenoxydulsilicat sehr schwer zersetzen und reduciren ließ, daher der Hohofen immer leicht zum Rohgange neigt, was mit großen Eisenverlusten und sonstigem Schaden verbunden war;

2. weil das aus Schwefel und Phosphor haltenden Frischschlacken erblasene Roheisen wieder diese schädlichen Bestandtheile aufnimmt und daher nur geringen Werth hat.

Dennoch hat die unverantwortliche Verschleuderung eines werthvollen Metalles das ernste Nachdenken manches tüchtigen Hüttenmannes hervorgerufen und wollen wir unsern Lesern einige Resultate beim Hohofenbetriebe mit Zuschlägen von Frisch- und Schweißschlacken an Stelle von Eisenerzen, mittheilen.

In Oberschlesien hat man schon vor einer Reihe von Jahren bei dem immer mehr zunehmenden Mangel an reichhaltigen Eisenerzen angefangen, 60procentige Schweißschlacken der Beschickung zuzusetzen, um ihren Eisengehalt zu erhöhen. Namentlich geschah dies bei den Hohöfen zu Gleiwitz und zu Königshütte. Bei letzterer betrug der Schweißschlackenzuschlag gewöhnlich 10 Proc. des Eisensteinsatzes oder 7 Proc. der Beschickung; wohl nur selten wurde dieser Satz überschritten, weil man sehr bald die Grenze erreichte, bei welcher die Qualität des fallenden Eisens zurückgeht. In neuester Zeit scheint ein verstärkter Schlackenzusatz bei den oberschlesischen Kokeshohöfen im Allgemeinen stattzufinden, um die Production zu erhöhen, obgleich das Roheisen wegen des hohen Siliciumgehalts schlechter ausfällt und später beim Verfrischen stärkern Abgang erleidet. Trotzdem scheint bei den meisten oberschlesischen Oefen die wöchentliche Production nicht über 800 Ctr. steigen zu wollen, woran die arme Beschickung Schuld ist.

In Schottland ist die Gattirung mit Feinpuddel- und Schweißschlacken bei allen Oefen, welche Kohleneisenstein mit rohen Steinkohlen (Splinthkohlen) verarbeiten, allgemein, wie auf den großen Werken zu Gartsherrie, Monkland und Dundyvan. Der Schlackenzusatz beträgt bei diesen Oefen, welche wöchentlich 1800 bis 2000 Ctr. Roheisen produciren bis zu 33 Proc. des Erzsatzes oder 29 Proc. der Beschickung. Bei diesen großen Oefen von 60′ Schachthöhe und 18′ Kohlensackweite scheint dieser große Satz an Schlacken keinen wesentlichen Einfluß auf den Rohgang mehr zu haben.

In Wales endlich werden Puddel- und Schweißschlacken gleichfalls der Beschickung zugesetzt, zuweilen sogar in solcher Menge, daß sie 42—45 Proc. des Erzsatzes oder 35 Proc. der Beschickung aus-

machen, also bei Weitem über die Hälfte des Materials zur Roheisenbildung liefert. Bei diesen mit Anthracit oder Kokes betriebenen Oefen wird es zuweilen schwer, bei so starkem Schlackenzusatze den garen Gang zu erhalten, gewöhnlich neigen sie zur Erzeugung von weißem, kohlenstoffarmem Eisen, liefern dann aber auch bis 2500 Ctr. Roheisen pro Woche.

Die Puddel- und Schweißschlacken werden in ziemlich kleine Stücke zerschlagen, und mit der übrigen Beschickung möglichst vermengt, weil sie sonst unvollständig reducirt werden, und schon in den obern Partieen des Ofens zu schmelzen anfangen.

Die größten Schwierigkeiten, welche sich der Verhüttung der Schlacken in großer Menge entgegenstellen, liegen in dem Umstande, daß dieselben zu leichtflüssig und zu dicht sind, um von den reducirenden Ofengasen leicht angegriffen zu werden; ferner, daß sich das Eisenoxydulsilicat durch Einwirkung der Gase allein ohne Mitwirkung anderer Basen nicht zersetzt, daher es sehr schwer reducirbar ist.

Um diese Uebelstände zu beseitigen, hat man zu Königshütte Versuche angestellt, die Schlacke durch Zusammenschmelzen mit Kalk im Flammofen zu zersetzen und strengflüssiger zu machen, ehe sie in den Hohofen gesetzt wurde. Jedoch scheinen diese Versuche kein günstiges Resultat gehabt zu haben, jedenfalls würde eine solche Vorbereitungsart nicht die Kosten tragen.

In neuester Zeit ist nun eine Methode bekannt geworden, Frisch- und Schweißschlacken zu verhütten, welche nicht nur allen Kokeshohöfen, sondern auch allen Holzkohlenhohöfen gestatten wird, unbeschadet eines guten Ofenganges und der Qualität des Roheisens 50 Procent der Beschickung durch derartige Schlacken zu ersetzen.

Dieselben werden nämlich vor dem Verschmelzen einer äußerst einfachen und wohlfeilen chemischen Vorbereitung unterworfen, durch welche die Puddel- und Schweißschlacken die Eigenschaft erhalten, schwerer schmelzbar, porös und leicht reducirbar zu werden, während der größte Theil ihres Phosphorgehaltes unschädlich gemacht wird. Wir sind augenblicklich nicht im Stande, über diese Methode unsern Lesern ausführlichere Mittheilungen machen zu dürfen, wollen es aber nicht verfehlen zu thun, sobald wir dazu ermächtigt sein werden. Indessen halten wir es für Pflicht, die Aufmerksamkeit unserer Leser schon im Voraus auf einen Gegenstand zu lenken, dessen Wichtigkeit und Tragweite wohl nicht leicht unterschätzt

werden kann, wenn man sich der Eingangs dieser Zeilen erwähnten statistischen Data erinnert. Die auf jedem Puddel- und Walzwerke in so großer Menge fallenden Schlacken sind für dasselbe eine drückende und werthlose Last, während es den Hohöfen in jüngster Zeit so oft an hinreichenden Erzen gefehlt hat; wir hoffen daher, daß endlich einmal die Zeit gekommen ist, wo die rationelle Verwerthung eines bisher verschleuderten Gutes Platz greifen wird.

Ueber die Vortheile der erhitzten Gebläseluft für Holzkohlenhohöfen enthält der „Berggeist" 1858, Nr. 9 eine gute Arbeit, auf die wir jedoch nur verweisen.

Ueber den Niedergang der Gichten in den Hohöfen und seine Beziehungen zur Theorie des Hohofenbetriebes, theilten wir in Bd. I, S. 217 die Arbeiten der bekannten oberschlesischen Hüttenleute Wachler u. Schulze mit, eine weitere über denselben Gegenstand brachte der Direktor Stahlschmidt in Haßlinghausen in Westphalen, in der Preuß. Zeitschr., Bd. V, Abth. B, S. 135 ff., aus der wir das Folgende entnehmen:

Die zuerst vom Professor Scheerer in Freiberg im 2. Bd. seines Lehrbuches der Metallurgie gemachte, allgemeine Andeutung von Innen bezweckten, haben das Gute gehabt, die vielen praktischen Hüttenleuten längst bekannt gewesene Thatsache zu bestätigen, daß die Gichten des arbeitenden konischen Hohofens beim Niedergange sich

1) von den Schachtwänden allmälig abziehen und so in ihrer Gesammtheit eine, hauptsächlich von den Verhältnissen der Gicht- und der Gestellquerschnitte bedingte, continuirlich nach unten sinkende Säule bilden, welche
2) innerhalb eines auf der Rast ruhenden Mantels, an dessen innerer concaver Fläche sie entlang streicht, niederrückt, eines Mantels, der an seinen äußern Wandungen überwiegend aus Kohlen besteht und sich nur allmälig auf der Berührungsfläche mit der inneren Schmelzsäule, nach dem Kernschachte hin noch langsamer, auf den Außenwänden der Rast hingegen bei regelmäßigem Ofengange am trägsten und nur beim Rohgange hin- und aufwärts rascher erneuert, daß ferner
3) die horizontal aufgegebenen Gichten im Niedergehen sich in der Mitte schüsselförmig einsenken, und gleichzeitig die in horizontalen Lagen beim Aufgehen getrennt gewesenen Erze, Kalk und Kohlen, jemehr niederrückend, destomehr in Mengung übergehen.

Schon im Jahre 1849 war der träge Mantel des Hohofens Gegenstand einer Correspondenz zwischen dem Hüttenbesitzer Hrn. Math. Lassen zu Michelbacherhütte und Hrn. Stahlschmidt, und wer längere Zeit Hohöfen geleitet hat, wird die Zahl der Belege für das bezeichnete Verhalten der niedergehenden Hohofengichten, auf die auch Hr. Wachler, Bd. I, S. 217 hindeutet, noch vermehren, und vielleicht nicht allgemein bekannte sichere Beobachtungen und Gründe für die lange angenommenen, auch wohl meist bekannten Thatsachen beibringen können.

An die von Hrn. Wachler bereits zur Sprache gebrachten Erscheinungen, nämlich:

1) das verhältnißmäßig frühe Eintreten charakteristischer Massen in's Gestell;
2) ein Rohgang, welcher größere Schmelzmassen, als die betreffenden Gichten enthalten, in das Gestell führt;
3) das Nachrutschen von Kohlen beim Ausblasen, nachdem bereits die letzten Beschickungsmassen in den Herd gesunken sind,

kann Hr. St. aus seiner Praxis einige andere anreihen, welche das Vorhandensein des trägen Mantels außer Zweifel bringen werden.

Den ersten Beweis entlehnt Stahlschmidt aus den Jahren 1848 bis 1855, in denen er den Betrieb der Gräflich von Fürstenberg-Harbringen'schen Hütte zu Burgholdinghausen im Kreise Siegen leitete. Das Werk producirte mehrere Sorten Stahleisen bei Holzkohlen und außerdem in jeder Campagne eine Partie Puddlings-Roheisen mit $^3/_4$ Vol. Holzkohlen unter Zusatz von $^1/_4$ Vol. Kokes. Der Uebergang von der Arbeit mit gemischtem Brennmaterial auf bloße Holzkohle ergab nun jedesmal die Erscheinung, daß, obgleich eine Gicht nur 12 Stunden gebrauchte, um bis an die Formen niederzugehen, noch mehrere Tage, nachdem die letzte gemischte schon das Gestell passirt hatte, anfangs stärker und allmälig — oft erst am vierten Tage — sich verlierende Kokes vor den Formen ankamen, und nach den Abstichen in den Herd sanken.

Der enge Schacht eines nur 29 Fuß hohen, in der Gicht 29 Zoll, in der Rast $8^1/_2$ Fuß, im Gestell 20 bis 24 Zoll weiten Ofens mit 53 Grad Rastneigung hatte also offenbar dem Brennmaterial hinreichende Stützpunkte und seitliche Räume geboten, um Massen aus der in der Mitte durchsinkenden Schmelzsäule aufnehmen zu können, welche obgleich vor Erreichung des Gestelles theilweise schon im Ofen verzehrt, doch noch groß genug geblieben waren, um so zu sagen ununterbrochen mehrere Tage lang eine Bemengung der in

den Herd sinkenden Schmelzmassen und seiner Ausscheidungen zu zeigen. Diese Erscheinung trat auch dann ein, wenn der Betrieb mit gemischtem Brennmaterial nur mehrere Wochen dauerte, wo vorher und nachher bloße Holzkohlen angewendet wurden. Aus dem mehrern Taglangen Nachschleppen der Kokes geht daher nicht nur hervor, daß sie seitlich neben dem Lauf der ordentlichen Schmelzsäule Aufnahme gefunden, sondern auch, daß sie sich nur allmälig dorthin gedrängt haben können, da diese Räume ja ursprünglich gänzlich mit bloßen Holzkohlen gefüllt waren. Die Beobachtung an dem Burgholdinghauser Ofen dient daher eben so wohl als Beweis für träge Massen neben der beweglichen Schmelzsäule, als auch zum Beweise ihrer allmäligen Erneuerung während des Betriebes.

Einen andern Beweis für den trägen Mantel im Hohofen nimmt Herr Stahlschmidt von der Intriebsetzung des ersten Haßlinghauser Kokeshohofens, welche am 28. Mai 1855 stattfand. Dieser Ofen, der ein bis dahin der Praxis der deutschen Hüttenleute noch ziemlich neues Erz, Kohleneisenstein — Blackband (kohlensaures Eisenoxydul mit Kohle), der Herzkämper Steinkohlenpartie (Bd. I. S. 14) zu verarbeiten bestimmt war, hatte zu diesem Zwecke eine Construction nach schottischem Vorbilde erhalten, welche sich bekanntlich neben großen Dimensionen durch ein weites, aber niedriges Gestell auszeichnet. Taf. IV. Fig. 2 stellt einen Verticaldurchschnitt durch die Axe des Ofens dar. Das 6 Fuß 9 Zoll weite Gestell war zum Schutze beim Anwärmen und Anblasen mit einem 4½zölligen Futter feuerfester Steine versehen und dadurch um 9 Zoll auf 6 Fuß verengt worden. — Der Ofen hat 6 Formengewölbe. Das Mittel der Formen liegt 2½ Fuß über der Herdsohle. Da die Anlage ganz neu und die Schmelzmaterialien noch unversucht waren, so fand St. weder über Größe der Gichten, noch über das Verhältniß von Erz, Kalkstein und Kohlen, noch über die Dauer, welche eine Gicht in diesem, nach der Weite des Gestelles bisher auf dem Festlande unerreicht gebliebenen Ofen zum Niedergehen gebrauchen würden, etwas Bekanntes vor. Er konnte sich daher in diesen Beziehungen nur auf Schlüsse aus früheren Beobachtungen stützen, und, um zunächst zu bestimmen, wann die erst aufgegebenen, schweren Gichten in das Gestell einrücken würden, nahm er auf den trägen Mantel die Rücksicht, daß er in dem im Kohlensacke 15 Fuß 4 Zoll, in der Gicht 8 Fuß 8 Zoll, im Gestell 6 Fuß 9 Zoll, resp. 6 Fuß weiten Ofenraum, dessen Capacität bis 4 Fuß über dem Herde 5715 Kubikfuß beträgt, nur eine bewegliche Schmelzsäule von durchschnittlich 9 Fuß Durchmesser annahm,

welche bis 2 Fuß über den Formen, das ist 4 Fuß über dem Herde, auf 40 Fuß Höhe bei 63,6 Quadratfuß Querschnitt = 2544 Kubikfuß räumlichen Inhalt hatte. St. nahm ferner an, daß die nach anderweiten Principien für die Inbetriebsetzung bis zum Eintreffen im Gestell aus 81600 Pfd. Kokes, 47200 Pfd. Erz, 23600 Pfd. Kalk in getrennten Lagen vorbestimmten Schmelzmassen um $^1/_3$ ihres Volumens auf dem Wege nach dem Gestell verzehrt werden und schwinden würden. Die Masse, welche demnach von der ersten schweren Gicht bis dahin, wo diese über den Formen ankommen würde, aufzugeben war, mußte die Hälfte des eben ermittelten Raumes der niedergehenden Säule oder $^{2544}/_2$ = 1272 Kubikfuß mehr, also überhaupt 3816 Kubikfuß betragen. Aus dem Gewicht des Kokes, der Erze und des Kalksteins, von resp. 28 Pfd., 76 Pfd. und 85 Pfd. der Kubikfuß, ergaben sich mit Berücksichtigung der quantitativen Steigerung von Erz und Kalk (deren durch Analysen ermitteltes Verhältniß sogleich beim Beginn des Betriebes angewendet wurde) zu dem constanten Kohlensatze von 1600 Pfd., die oben angeführten Quanta der Schmelzmasse als erforderlich bis zum Einrücken der ersten Gicht vor die Formen. Diese Massen entsprechen nämlich nach ihrem vorangeführten Gewichte pro 1 Kubikfuß:

1. 81600 Pfd.	Kokes	zu 28 Pfd.	. . .	2915 Kubikfuß
2. 47200 „	Erz	zu 76 „	. . .	621 „
3. 23600 „	Kalk	zu 85 „	. . .	278 „
oder in Summa (sehr nahe wie oben)			.	3814 Kubikfuß.

Dieses Volumen repräsentirt ($^{81600}/_{1600}$) Einundfunfzig der der vorbestimmten Anblasegichten, und der Erfolg bestätigte die Rechnung.

Nachdem der Ofen hinreichend abgewärmt und nach und nach, sowie das Feuer nach oben durchbrannte, bis zur Rost und dann mit nur 3 Unterbrechungen bis zur Gicht mit Kokes in 2 bis 3 Faust Größe gefüllt worden war, wurde am 15. Mai, Morgens 8 Uhr, der erste Ersatz aufgegeben. Demnächst folgten die ferneren Chargen, sobald die vorhergehenden eingesunken waren, in der vorher festgestellten Größe und Steigerung. Während des Niedergehens und Nachsetzens der stillen Gichten wurden folgende Roste geschlagen (Entfernung des in das Gestell eingesunkenen Kokes, Asche und Schlacken):

vom 15. bis 21. Mai	7 Tage	à 1 Rost	= 7 Rost
„ 22. „ 25. „	4 „	à 2 „	= 8 „
„ 26. „ 27. „	2 „	à 3 „	= 6 „
„ 23. Mai	1 „	à 4 „	= 4 „
			überhaupt 25 Roste.

Mit dem 25. Roste, am 28. Mai Morgens 5 Uhr, traten die ersten Erze in's Gestell, und es waren in den 13 Tagen genau, wie berechnet, 51 Gichten niedergegangen, wodurch sich die Annahme des „trägen Mantels“ sowie das für die bewegliche Schmelzsäule aufgenommene Volumen = 2544 Kubikfuß als richtig erwiesen darstellt, insofern die für die stillen Gichten angenommene Schwindgröße von 1272 Kubikfuß gehörig nachgewiesen werden kann.

Die Betrachtung der durch 25maliges Rostschlagen aus dem Herde entfernten Massen wird hierüber Aufschluß geben. Dem verengten Gestelldurchmesser von 6 Fuß entspricht nämlich ein Querschnitt von 28,3 Quadratfuß. Die 3zölligen Roststangen lagen durch die Formgewölbe, so daß sie einen 2 Fuß hohen Cylinder der Schmelz- (hier noch Kokes-) Säule vom Herde aufwärts abfingen. Die Stäbe biegen sich bei der Arbeit durch, und von der abgefangenen Säule rutschen noch Massen in den Herd, wofür 1 Fuß Entleerung mehr, mithin eine solche von zusammen 3 Fuß anzunehmen ist. Die 25 Rostproceduren schafften daher 25 × 28,3 × 3 = 2122 Kubikfuß Kokes, Asche und Schlacken aus dem Herde. Da die letzten Roste dieser Rostmassen oben auf der Gicht die Unterlage des ersten Ersatzes gebildet hatten, und die demnächst aufgegebenen 51 stillen Gichten sich auf dem ursprünglichen Volumen der 25 Roste durch den Ofen niedergesenkt hatten in dem Maße, wie deren Masse in dem Ofen sank und unten hervorgezogen wurde und so den Raum derselben eingenommen hatten, dieser Raum aber, wie wir oben gesehen, 3816 Cubikfuß zu seiner Füllung erfordert hatte, so ergiebt sich, daß 3816 Cubikfuß Füllkokes bis zu ihrem völligen Niedergehen (ohne Wind) an Volumen (3816 — 2122) = 1694 Cubikfuß verloren hatten. Wenn nun eine Kokessäule von 3816 Cubikfuß Volumen, bei circa 9 Fuß Durchmesser, 1694 Cubikfuß durch Compression und chemische Einwirkung des gelinden Feuers einbüßte, so wird die Annahme von nur 1272 Cubikfuß Volumenverminderung für eine gleich große Schmelzsäule, aus etwa $^3/_4$ Volumen von Kokes mit $^1/_4$ Volumen Erz und Kalk bestehend, nach Erfahrungsgrundsätzen durch jene Schwindgröße von 1694 Cubikfuß für den vorliegenden Zweck als hinreichend genau bestätigt. Das Ergebniß dieser Untersuchung ist also: daß unter den hier betrachteten Verhältnissen der Inbetriebsetzung eines Kokeshohofens von 5715 Cubikfuß Fassungsraum 3816 Cubikfuß Schmelzmasse genügten, um mit 12,72 Cubikfuß Schwindverlust während des Niedergehens ohne Einwirkung des Gebläses denjenigen Theil der Ofenfüllung gleichsam zu erneuern, der den

Raum der niedergehenden Gichten eingenommen hatte, und dessen Größe sich durch Abzug der Schwindgröße von der aufgegebenen Schmelzmasse = 3816 bis 1272, also überhaupt zu 2544 Cubikfuß ergiebt.

Die Annahme einer in einem stehen bleibenden Mantel sich nieder bewegenden Schmelzsäule von 9 Fuß Durchmesser, welche hier nur 44 Proc. der Capacität des ganzen Schachtes ausmachte, und des Schwindens der (ohne Wind) niedergehenden Schmelzmasse um 33 Proc. wurde demnach sowohl hierdurch vollständig bestätigt, als auch ihre Richtigkeit durch die angeführten Mittel cubischer Messungen direct bewiesen.

Wie die Beobachtungen an dem Burgholdinghauser Ofen schon lehrten, wird während des Betriebes, wo dichtere Gase durch den stehenden Mantel aufsteigen, auch dieser durch die Gase, sowie durch die in seinem Innern herunterstreifenden Gichten langsam consumirt, mit nach dem Gestell geführt und in demselben Maße durch Erz, Kalk und Kohlen (durch letztere vorzugsweise nach außen, durch Erz und Kalk nach innen) langsam regenerirt und erhalten.

Durch den Betrieb tritt daher ein neues, bei der Inbetriebsetzung fast gänzlich fehlendes Moment ein: in Folge der stärkeren Gase und der höheren Temperatur und des rascheren Gichtenwechsels eine größere Veränderlichkeit auf der Reibungsgrenze zwischen der beweglichen Säule und dem stehenden Mantel. Der Betrieb wird deshalb den stehenden Mantel nochmals gleichsam in zwei Theile scheiden, von denen der innere die Reibungshülle darstellt, in welcher die Grenze der beweglichen und stehenbleibenden Massen partiell wechselt, während sich hinter ihr der äußere Theil bis zum Schachte aufsetzt und den eigentlichen trägen Mantel bildet.

In Fig. 2, Taf. V. sind nach den obigen cubischen Berechnungen die Linien darzustellen versucht, welche bei Inbetriebsetzung des Ofens den stehenden Mantel nach Innen begrenzen; dieselbe deutet ferner, der letzteren Betrachtung entsprechend, durch eine mittlere Linie die Grenze an, auf welcher in dem stehenden Mantel der immermehr veränderliche und der äußere, träge Theil ineinander übergehen. Wenn die beiden hier angeführten, von den verschiedensten Verhältnissen der Construction, der Dimension und des Brennmaterials hergenommenen Beobachtungen ganz augenscheinlich die Richtigkeit der schon lange angenommenen Thatsache, 1. des trägen Mantels im Hohofen und 2. der in seinem Innern stetig durchgleitenden Schmelzsäule, darzuthun geeignet sein werden, so ist auch der 3. Punkt von großem Interesse, nämlich die schüsselförmige Einsenkung und Mengung

der getrennt aufgegebenen Schmelzmassen, welche die Praxis ebenfalls wohl ziemlich allgemein schon länger kennt.

Ein Apparat, mit welchem es gelänge, den mechanischen Vorgang in einem arbeitenden Hohofen, sowohl in Bezug auf Massensonderung und Bewegung, als auf Verschiebung der Theile anschaulich zu machen, würde den Fachgenossen nicht unwillkommen und denen, welche sich nur theoretisch mit Hohöfen beschäftigen, noch mehr aber dem beginnenden Freunde dieses so wichtig gewordenen metallurgischen Processes gewiß ein willkommenes Mittel sein, sich über einen bis dahin zwar viel besprochenen, aber wenig bewiesenen Gegenstand zu unterrichten. Wir verweisen in dieser Beziehung auf unsere Quelle.

Ueber die Gichtgase und deren Benutzung haben wir schon weiter oben, S. 186 ff. sehr richtige Bemerkungen des Engländers Parry mitgetheilt; eine andere wichtige Arbeit ist die des Herrn Lürmann in der Zeitschrift des deutschen Ingenieur-Vereins, Bd. II, S. 14, aus der hier Nachstehendes mitgetheilt wird:

1. Benutzung der Gichtgase. — Ueber die Zweckmäßigkeit der Benutzung der Gichtgase sind die Hüttenleute durch die häufig mißlungenen Versuche sehr verschiedener Ansicht geworden.

Es kann nur dann von der Benutzung dieser Gase die Rede sein, wenn man überzeugt ist, daß die Hohöfen, denen man die Gase entzieht, trotzdem ihren Zweck erfüllen, d. h. daß der Gang des Ofens nicht gestört und die gewünschte Qualität und Quantität des Roheisens erzielt wird. Dies erreicht man gewöhnlich, wenn die Gase in dem oberen Theile des Ofens aufgefangen werden und wenn der Zug der Gase nach dem Verbrauchsorte nicht so stark ist, daß dieselben in den untern Regionen des Ofens in ihren Functionen gestört werden. Gewiß ist es unzulässig, die Gase, wie es häufig geschehen, so tief abzufangen, daß dadurch die Reductionszone leidet. Werden die Gase aber in dem oberen Theile des Hohofens abgefangen, so entweicht ein großer Theil derselben aus der Gicht, und es wird dann nicht die gehörige Quantität Gase erhalten, um einen erheblichen Effect zu erzielen. (Siehe unten.) Um diesen Uebelstand zu vermeiden, benutzt man mit Vortheil einen sogenannten Gasfang von Eisenblech, der in den Oefen eingehängt wird, und hat man verschiedene Constructionen desselben vorgeschlagen, mit deren Hülfe die Gicht sogar verschlossen werden kann (siehe Scheerer's Metallurgie, Bd. II), die jedoch jedenfalls das Aufgeben complicirter machen und einer häufigen Reparatur bedürfen; sie sind in Deutschland noch nicht zur Anwendung gekommen.

Nicht allein die genannten Schwierigkeiten haben die allgemeine Benutzung der Gichtgase verhindert, sondern auch die Beschaffenheit der Erze ist z. B. in Belgien und Oberschlesien hinderlich gewesen; durch den Zinkgehalt derselben bildet sich so viel Gichtschwamm, daß die Gaskanäle zu häufig verstopft werden.

Ohne Nachtheile für den Ofenbetrieb läßt sich die Gichtflamme benutzen, die bei vielen kleinen Holzkohlenöfen durch einen geringen Zug unter den, unmittelbar neben der Gicht stehenden, Dampfkessel oder in den Warmwindapparat geleitet wird und bedeutende Vortheile gewährt. Bei den großen Kokeshohöfen, die nicht umbaut sind, deren Gichtplateau deshalb zuklein ist, um größere Dampfkessel oder Warmwindapparate aufzustellen, ist die Benutzung der Gichtflamme von geringem Werth.

Es wäre sehr zu wünschen, daß die bestehenden Einrichtungen, mit deren Hülfe man die Gase abfängt und benutzt, zusammengestellt würden, um die erlangten Resultate zu vergleichen und daraus einen Schluß über den Werth der Benutzung der Gichtgase zu ziehen; die einmal gemachten Fehler würden nicht wiederholt, und die für die Eisenindustrie so wichtige Brennmaterialersparung würde allgemeiner werden. Die Concurrenz der einzelnen Hütten ist jedoch eine große Feindin dieser freien Mittheilung und wird nie gestattet, daß genaue Zeichnungen zusammengestellt werden können. Die folgende Beschreibung einiger derartiger Einrichtungen konnte deshalb nur allgemein gehalten werden, da sie auf bloße Anschauung gestützt ist. Die für die Benutzung der Gichtgase so vortheilhafte Lage der Hohöfen an einem Abhange, gewährt die neue Hohofenanlage auf der Quint bei Trier ganz vollkommen.

Die beiden neuen Hohofen liegen an einem Felsabhange unmittelbar an der Mosel, welche die Erze und die Koke zuführt. An der hinteren Seite der Hohöfen ist, 12 Fuß tiefer als die Gicht, ein Plateau gebildet, welches bis an das Rauhgemäuer der Oefen reicht; auf ihm liegen in einem gemeinschaftlichen Gebäude die Gebläsemaschinen und Dampfkessel. Hinter jedem Hohofen, nämlich etwa 12 Fuß von dem Rauhgemäuer, welches zugleich die eine Wand des Kessel- und Maschinenhauses bildet, liegen drei Dampfkessel und in der Mitte dieser beiden Systeme 2 Gebläsemaschinen von je 60 Pferdekräften; sie sind liegende Maschinen und mit einem gemeinschaftlichen Schwungrad versehen. Die Balkenlage des Maschinen- und Kesselgebäudes bildet zugleich die beiden Gichtbrücken, die zu dem höherliegenden Erz- und Kokesplatz führen, auf welchen unmittelbar hinter dem Kesselhaus der Schornstein steht. (Fig. 3, Taf. V.)

Die Gase werden dem Hohofen durch Einhängen eines 6 Fuß hohen und 5 Fuß im Durchmesser haltenden Cylinders von ¼zölligem Eisenblech, der 9 Zoll von dem Schachtmauerwerk entfernt bleibt, entzogen. Die in dem Raum zwischen dem Cylinder und der Ofenwandung sich ansammelnden Gase werden an der Seite, nach den Kesseln hin, durch ein viereckiges Rohr von 27 Zoll Breite und 18 Zoll Höhe, durch das Rauhgemäuer in einen gußeisernen Sammelkasten geführt, aus welchem sie von 2 Bleiröhren von 18 Zoll Durchm. und ⅛ Zoll Blechstärke auf die 12 Fuß tiefer liegende Sohle des Kesselhauses geleitet werden. Nur die beiden äußeren der drei Kessel werden mit Gasen geheizt, während der mittlere als Reservekessel mit Rostfeuerung versehen ist, um kurz nach dem Abstich, wenn der Ofen noch nicht die nöthige Menge Gase erzeugt und der Zug derselben in den Kanälen noch nicht regulirt ist, den Dampf zu erzeugen. (Fig. 4.) Die oben genannten Blechröhren münden den äußeren Kesseln gegenüber in gemauerte Kanäle von 1½ Fuß × 1½ Fuß, die mit eisernen Platten und Sand geschlossen sind; die Platten sind etwa 3 Zoll in das Mauerwerk eingelassen und haben einen aufgegossenen Rand, so daß der Raum a mit Sand gefüllt werden kann, der die Fugen verschließt. Dieser Verschluß, der dicht genug ist, hat den Vortheil, daß bei etwa vorkommenden Explosionen die Kanäle nicht zerstört werden, sondern nur der Sand herausgeworfen wird, der dann leicht zu erneuern ist.

Die Gase werden nun aus dem eben genannten Kanal A, Fig. 5, in den aus eisernen Platten zusammengeschraubten Sammelkasten B geführt. Die Platte nach dem Kessel hin hat in 3 Reihen etwa 30 Stück 6 Zoll lange Düsen, die in einer anderen Platte c, welche mit entsprechenden Oeffnungen versehen ist, münden. Diese Oeffnungen sind an den Rändern etwas ausgezahnt, so daß die durch die Düsen eintretenden Gase von einem Strome atmosphärischer Luft, der durch die Oeffnungen c eintritt, umgeben sind, und in dem Feuerrohr d verbrennen können. Der nöthige Zug wird durch einen Blechschornstein von etwa 70 Fuß Höhe, 3 Fuß und 2 Fuß 3 Zoll Weite hervorgebracht, der, wie schon oben gesagt, in der Mitte zwischen den 6 Kesseln hinter dem Kesselhause steht.

Die durch die Verbrennung der Gase erzeugte Wärme soll in 4 Kesseln Dampf genug erzeugen, um die beiden Maschinen zu betreiben, auch soll die Entziehung der Gase keinen Einfluß auf den Hohofengang haben; man producirt in den beiden Hohöfen allerdings nur weißes Eisen zum Verpuddeln. Die Wärmwindapparate stehen zwischen ihnen auf derselben Sohle mit den Kesseln und werden eben-

falls durch Gase, jedoch nur schwach geheizt, da der Wind gewöhnlich eine Temperatur von 80° hat.

Aus dem Gesagten geht hervor, daß die Gase einen sehr geringen Weg zurückzulegen haben, auf dem sie sich nicht viel abkühlen und mit Luft vermengen können, so daß sie ihren vollen Effect da leisten können, wo sie verbrennen sollen.

Auf der Hohofenlage bei Geislautern, die zu dem Blechwalzenwerk bei Dillingen gehört, werden die Gase ebenfalls mit großem Vortheil zum Heizen der Dampfkessel benutzt. Die Kessel liegen hier noch hinter den beiden Hohöfen von 45 Fuß Höhe, aber auf der Hüttensohle, und haben die Gase also einen bedeutenden Weg zu machen, bis sie zum Verbrauchsort gelangen.

Die Gase werden den Hohöfen ebenfalls durch Einhängen eines Blechcylinders von 5½ Fuß lichter Weite und 4 Fuß 8 Zoll Höhe entzogen. Der Zwischenraum zwischen Cylinder und Hohofenschacht beträgt 10 Zoll; die darin gesammelten Gase werden durch 2füßige Röhren auf die Hüttensohle und hier in gemauerten, mit eisernen Platten gedeckten Kanälen zu den Kesseln geführt. Zwischen je zwei Kesseln geht ein Kanal in die Höhe, der sich dann seitlich theilt und die Gase durch eine 8 Zoll × 12 Zoll weite Oeffnung unter die Kessel führt; dieselben sind zugleich mit Rosten versehen, und mündet der obengenannte Kanal unmittelbar über diesen an dem hinteren Ende derselben. Die zum Verbrennen der Gase nöthige Luft wird durch den Rost zugeführt, und deren Zutritt durch die auf demselben liegende Asche regulirt. Diese ganze Einrichtung ist also bedeutend einfacher, als auf der Quint und doch ausreichend. Der Gang des Betriebes ist folgender: Nach dem Abstich, bevor die Maschine still gesetzt ist, wird ein Schieber im Gaskanal auf der Gicht und ein anderer vor den Kesseln geschlossen, damit die Gase soviel wie möglich in dem Kanal bleiben und nicht mit Luft vermengt werden. Bis zum Wiederanlassen der Maschine wird der Kessel mit Steinkohlen geheizt; sobald aber angeblasen ist, öffnet man den Schieber auf der Gicht, und unten vor den Kesseln denjenigen eines Kanals, der den Gaskanal direct mit dem Schornstein in Verbindung setzt, wodurch sich der ganze Gaskanal mit Gasen füllt und die etwa eingedrungene atmosphärische Luft ausgetrieben wird; nachdem dies einige Minuten geschehen ist, schließt man den nach dem Schornstein führenden und öffnet den unter die Kessel führenden Kanal, wo die Gase dann durch das Feuer auf dem Rost leicht und ohne Explosion entzündet werden.

So weitläufig dieser Gang auch scheinen mag, so ist die Ver-

folgung desselben doch von großer Wichtigkeit, da die so leicht entstehenden Explosionen, welche ganz vermieden werden, große Störungen mit sich bringen und viele Reparaturen der Kanäle veranlassen. Der nöthige Zug, um die Gase zu jenem weiten Wege zu veranlassen, wird durch einen 100 Fuß hohen Schornstein vermittelt, und sind dieselben bei gutem Hohofengange hinreichend, um 2 Kessel für eine 60pferd. Dampfmaschine zu heizen. Man hat hier auch mit Erfolg Gas- und Rostfeuerung zusammen angewandt; für gewöhnlich ist jedoch die Heizthür mit Lehm verstrichen. Aehnlich, wie in Geislautern, ist die Einrichtung zur Benutzung der Gase auf der Friedrich-Wilhelmshütte bei Mühlheim a. d. Ruhr; nur führt man die Gase hier noch durch ein Reservoir, welches zum Theil mit Wasser gefüllt ist, wodurch der so lästige Flugstaub niedergeschlagen wird, der sonst ein sehr häufiges Reinigen der Gaskanäle und Kessel veranlaßt.

Auf der Hütte bei Haßlinghausen (Gesellschaft Neu-Schottland) ist es versucht worden, dem Hohofen die Gase ohne den Blechcylinder zu entziehen; es schien dies hier möglich, weil sich der Schacht im oberen Theil (auf 10 Fuß Höhe von oben) plötzlich verengt und zwar von 14 Fuß Durchmesser auf die Gichtweite von 9 Fuß. Man brachte etwa 5 Fuß 6 Zoll unter der Gicht 6 symmetrisch vertheilte Oeffnungen an, welche die Gase in einen rund um den inneren Schacht liegenden Kanal führten; von hier leitete sie ein Rohr von 4 Fuß Durchmesser auf die Sohle des Hüttenplatzes, um den Warmwindapparat zu heizen. Die Quantität der erhaltenen Gase genügte jedoch nicht, um die nöthige Temperatur des Windes zu erhalten, und mußte der Apparat zu gleicher Zeit mit Steinkohlen geheizt werden, wodurch der Zug häufig gestört wurde und leicht Explosionen entstanden. Bei dem geringen Effect der Gase wurde deshalb die Benutzung derselben eingestellt, und wird man jetzt ebenfalls einen Blechcylinder anwenden.

Anwendung von Gas zum Hohofenbetrieb. In der Oest. Zeitschr., 1858, Nr. 31, 37 u. 39, sowie 1859, Nr. 1, 7, 8, 9, 16, 19, 20 ist die Wichtigkeit hervorgehoben, welche beim Eisenhohofenproceß das Einblasen von Steinkohlen- oder Kohlenoxydgas mittelst Gebläsen haben könne, wenn dabei dem Hauptmomente im Ofengange, der Verbrennungstemperatur, der Reduction und Kohlung genügt wird. Da aber über diese Sache Erfahrungen noch nicht vorliegen, sondern bis jetzt meist nur Anregungen zu ihrer praktischen Durchführung gegeben worden sind, so müssen wir uns für jetzt auf diese Andeutungen beschränken.

Zweites Kapitel.

Umschmelzen des Roheisens, Formerei und Gießerei.

Sehr wichtig für die Eisengießerei ist folgendes Werk:

Handbuch der Maschinenkunde. Erster Band: Die Maschinen-Baumaterialien und deren Bearbeitung, eine Zusammenstellung der wichtigsten Erfahrungen über die Eigenschaften des Holzes und der unedlen Metalle, sowie über die Anlage und die Einrichtungen der Schmiedewerkstätten, der Gießereien und der mechanischen Werkstätten, mit besonderer Berücksichtigung der in denselben gebräuchlichen Maschinen, von Fr. Carl Herrm. Wiebe, Professor der Maschinenkunde am Königl. Gewerbeinstitut und der Bauakademie zu Berlin. Mit einem Atlas von 42 Tafeln in gr. Fol. und mit mehr als 1000 Holzschnitten. Stuttgart, 1858. — Die Gießerei ist im fünften Abschnitte abgehandelt und wird darin von der Anfertigung der Gußmodelle, der Einrichtung der Modellwerkstätten, dem Theilen und Schneiden, den Theilen der Radmodelle, den Formkasten und den Werkzeugen des Formers, dem Formsande und der Masse, der Kastenformerei, der Lehm- und Kunstformerei, ferner von der Dammgrube, den Trockenkammern und Gießereikrahnen, von den Tiegel- und Cupolöfen und deren Betrieb, von den Flammöfen, dem Verfahren beim Gießen und der Vollendung der Gußwaaren gesprochen.

Einen Cupolofen mit beweglichem Herd hat ein Herr Bocard zu Chatillon-sur-Seine construirt und im Génie industr. und daraus im Polyt. Journ., Bd. 150, S. 186, beschrieben: Bei den gewöhnlichen Cupolöfen zum Umschmelzen des Roheisens hängen Herd und Schacht fest zusammen und bilden ein Ganzes. Diese Einrichtung hat aber den Nachtheil, daß, wenn durch eine Betriebsstörung das Eisen in dem Herde erstarrt, man die Ofenbrust aufbrechen muß, wodurch die Herdwände so beschädigt werden, daß sie erneuert werden müssen. Diesen Nachtheil hat Hr. Boçard dadurch beseitigt, daß er den Herd beweglich macht, wie man aus Fig. 8, Taf. V, einem senkrechten Durchschnitt seines Ofens, ersieht.

Der Herd besteht aus einem gußeisernen Kasten A, der auf einem Wagen a steht, welcher auf Schienen mittelst Rollen verschiebbar und im Innern mit feuerfesten Ziegelsteinen bekleidet ist. Diese Kasten haben verschiedene Dimensionen und ihr Boden kann mehr oder weniger hoch über der Ebene der Schienen angelegt sein, je nach der Menge des Roheisens, welche sie aufnehmen sollen.

Bei einer solchen Einrichtung kann die Reinigung des Herdes in allen Fällen ohne Schwierigkeit bewirkt werden. Beim Betriebe fließen die Schlacken durch eine obere Oeffnung ab, wie dies bei Hohöfen mit geschmolzener Brust der Fall ist. Hat man ein Schmelzen beendigt, so zieht man den Kasten aus dem Ofen heraus und reinigt ihn sehr leicht vollständig. Bei einer Betriebsstörung kann man mit Hülfe von Brechstangen, welche durch Oeffnungen in den Schachtwänden gesteckt werden und einen Rost bilden, die Schmelzsäule in dem Schacht zurückhalten, den Herd herausziehen und das Roheisen direct herausnehmen. Schiebt man dafür sofort einen andern, gehörig abgewärmten Herd ein, so erleidet der Betrieb gar keine Unterbrechung.

Dieser Cupolofen hat die Eigenthümlichkeit, daß die Einführung des Gebläsewindes nicht durch eine oder mehrere Formen, sondern im ganzen Umfange des Herdes erfolgt. Der Herd ist zunächst von einem Kasten C umgeben und dieser von einem zweiten Kasten B. Zwischen die Wände dieser beiden Kasten wird der Gebläsewind von unten hergeführt, und gelangt auf dem ganzen Umfange in den Ofen, sei es horizontal oder mit einer bestimmten Neigung. Die den Herd umgebende warme Luftschicht verhindert die Abkühlung durch Contact fast gänzlich. An den Seiten angebrachte Oeffnungen gestatten, das Innere des Herdes während des Betriebes zu untersuchen.

Die Vortheile dieser Einrichtung, welche die Erfahrung schon hinreichend erwiesen hat, sind folgende:

Da man nicht nöthig hat, die Formen höher zu legen, so bleibt der Schmelzpunkt während der ganzen Dauer des Processes in einer constanten Höhe und nimmt fast den ganzen Querschnitt des Cupolofens ein. In Folge dieser gleichförmigen Vertheilung des Windes erleidet das Roheisen eine bei weitem geringere Veränderung.

Die Dauer des Schmelzens ist auch geringer; in einem Cupolofen von 40 Quadratcentimeter mittlerm Querschnitt schmilzt man leicht 1500—2000 Kilogramm Roheisen in der Stunde.

Die Schnelligkeit und Gleichförmigkeit beim Schmelzen gestatten, für dieselbe Dimension des Schachtes einen viel geräumigern Herd anwenden, welcher auch viel weiter ist. Da überdies die Schlacke die hinreichende Höhe niemals überschreitet, so wird die effective Räumlichkeit des Herdes noch erhöht.

Diese Ursachen veranlassen eine bedeutende Ersparung von Brennmaterial, dessen Gewicht bei allen gemachten Versuchen 12 Proc.

von dem Gewicht des umzuschmelzenden Roheisens niemals überschritt, das Anblasen mit eingerechnet.

Was nun den Abstich betrifft, so kann man die Vermittelung der großen Gießpfannen, in welche man das Roheisen aus dem Cupolofen abläßt und dasselbe zur Form schafft, vermeiden, indem man, ohne daß dadurch ein wesentlicher Brennmaterialverlust entsteht, den Herd selbst bis zu den Formen schafft.

Ueber die Fabrikation gußeiserner Röhren, d. h. mit Hülfe mechanischer Vorrichtungen, enthält Armengaud's Publication industrielle, Bd. XI, S. 330, eine sehr wichtige Collectivarbeit, auf die wir aber nur verweisen können, da uns deren Mittheilung mit Abbildungen sehr viel Platz rauben würde.

Dasselbe betrifft die Beschreibung einer Vorrichtung zum Gießen von Rädern für Eisenbahnwagen mit harten Reifen, von Nischwitz, in dem Polytechn. Journal, Bd. 150, S. 11.

Drittes Kapitel.

Stabeisenfabrikation.

Ueber die chemischen und physischen Eigenschaften des Stabeisens, so wie über dessen verschiedene Sorten findet man in dem, im vorigen Kapitel näher erwähnten Werke vom Prof. Wiebe in Berlin über Maschinenbaukunde I, S. 97 sehr viel Wichtiges, worauf wir unsere Leser verweisen.

Eben so enthält der Tunner'sche „Hammermeister", auf den wir weiter unten näher zurückkommen, im 1. Bde., S. 2 ff. und S. 40 ff., sehr viel Lehrreiches über das zu verfrischende Roheisen und über die Eigenschaften des Stabeisens.

Ueber Versuche, welche zur Ermittelung der absoluten Festigkeit von Eisen- und Stahlsorten im Monat April 1858 ausgeführt worden sind, erstattet der Oberingenieur Meißner bei der Kärnthner Bahn, in der Zeitschr. des österr. Ingenieurvereins, 1858, S. 58 und daraus im Polyt. Journal, Bd. 149, S. 394, einen Bericht, auf den wir hier verweisen.

Versuche über die Festigkeit des Schmiedeeisens in höhern Temperaturen, angestellt von dem bekannten englischen Techniker William Fairbairn, sind im „Civilingenieur", Bd. IV,

S. 191 ff. und daraus im Polyt. Journal, Bd. 150, S. 105 ff. und 288 ff., mitgetheilt; wir verweisen ebenfalls darauf.

Ueber die gleichzeitige Einwirkung von Schwefel und Phosphor auf das Eisen hat der französ. Ingenieur Jul- *lien* im Bulletin de la Soc. de l'Ind. min. III, 630 und daraus in der Allgem. berg- und hüttenm. Zeit., 1859, No. 5, eine Arbeit geliefert, welche die bereits von Janoyer (Berg- und hüttenm. Zeit., 1855, No. 24) aufgestellte Behauptung bestätigt.

Jullien sucht nämlich nachzuweisen, daß, bei gleichzeitiger Gegenwart von Schwefel und Phosphor, der Phosphor einen Theil des Schwefelgehaltes vernichtet, indem er an die Stelle von Kohlenstoff tritt und dadurch die Bildung von Schwefelkohlenstoff begünstigt.

Es lassen sich nach Janoyers und Julliens Untersuchungen folgende Sätze aufstellen:

1. Das zum Verpuddeln bestimmte Kokesroheisen muß, so weit irgend möglich, aus Erzen mit einem mäßigen Phosphorgehalte dargestellt werden.

2. Enthalten die Erze, aus denen ein Kokesroheisen zum Verpuddeln dargestellt worden, keinen Phosphor, so darf man solches Eisen nicht für sich allein, sondern muß es im Gemenge mit passenden Quantitäten eines phosphorhaltigen Holzkohlenroheisens — wie z. B. das der Hütten der Champagne ꝛc. — verpuddeln.

Bei solchem Verfahren wird sich jener Traum des Hüttenmannes realisiren lassen, nämlich die vollständige Lösung der Aufgabe: „Aus zwei gegebenen Sorten Roheisen von geringer, aber verschiedenartiger Qualität, durch eine passende Menge beider beim Verpuddeln, ein Eisen darzustellen, welches von möglichst besserer Beschaffenheit ist, als das, welches man erhalten würde, wenn man jede jener beiden Roheisensorten für sich allein verpuddeln wollte.

Ueber das Herdfrischen ist neuerlich ein sehr wichtiges Werk erschienen, welches wir kurz charakterisiren wollen; wir haben es schon erwähnt:

Die Stabeisen- und Stahlbereitung in Frischherden oder der wohlunterrichtete Hammermeister. Eine gemeinfaßliche Darstellung aller vorzüglichern europäischen Herdfrischereien. Von Peter Tunner, k. k. Sectionsrath und Director der Montan-Lehranstalt zu Leoben. Zweite Auflage. Zwei Bände. Freiberg 1858.

Es enthält dieses Werk einen sehr reichen Schatz eigner praktischer Erfahrungen und beschreibt besonders die in Oesterreich üblichen

Frischprocesse in Herden auf die gründlichste Weise, jedoch fast zu ausführlich, da das Herdfrischen immer mehr beschränkt wird und dem Puddelfrischen weichen muß; es hat sonach das Werk mehr einen historischen Werth. In Beziehung auf die österreichischen Eisen- und Stahlfrischereien steht es einzig da!

Der erste Band enthält zuvörderst in der Einleitung sehr werthvolle Bemerkungen über Roheisen, Brennmaterialien, die Eigenschaften des Stabeisens und Stahls; dann wird von den mechanischen Vorrichtungen, die zur Darstellung des Herdfrischeisens erforderlich sind, geredet, nämlich von dem Hammer, Gebläsen und den Feueressen; es sind dabei aber fast nur die in Oesterreich üblichen Verhältnisse berücksichtigt worden und andere nur nebenbei gedacht.

Der zweite Band zerfällt zuvörderst in zwei Abschnitte, wovon der erste von der Darstellung des Herdfrischeisens handelt. Die Unterabtheilungen dieses Abschnittes sind folgende:

1. Das Vorfrischen.

A. Das Hartzerrennen.
B. Das Braten.
C. Das vereinte Hartzerrennen und Braten.

2. Die Einmalschmelzerei.

A. Die österreichische Schwallarbeit.
B. Die steiersche Löscharbeit.
C. Die kärnthner Löscharbeit mit gebratenen Blatteln oder mit Kartitsch.
D. Die siegensche Einmalschmelzerei.
E. Die tyroler Schmiede.

3. Die Wallonschmiede.

A. Die eifler Wallonschmiede.
B. Die schwedische Wallonschmiede.
C. Die englische Wallonschmiede.
a. Die lancashirer Schmiede.
b. Die südwales'er Schmiede.
c. Die steiersche Wallonschmiede.

4. Die deutsche oder Aufbrechschmiede.

A. Die böhmische Anlaufschmiede.
B. Die schwäbische Schmiede.
C. Die französische Schmiede.
D. Die rohnitzer Arbeit.

Den verschiedenen österreichischen Frischmethoden sind 122, den verschiedenen Arten der Wallonschmiede 66 und der deutschen Schmiede 26 Seiten gewidmet!

Das Feinen oder Weißen des Roheisens als Vorbereitung zum Puddelproceß.

Die Engländer Cassels und Morton haben Verbesserungen beim Feinen des Roheisens vorgeschlagen und im Practical Mechanics Journal, Dec. 1857, S. 235 und daraus im Polytechn. Journal, Bd. 148, S. 409, beschrieben; wir theilen sie hier mit:

Diese Erfindung betrifft das Feinen oder Reinen des Roheisens durch einen wohlfeilern Proceß als der gewöhnliche, wodurch Feineisen von einer gleichförmigen und bessern Qualität erzeugt wird, welches durch Verpuddeln ein vorzügliches Stabeisen giebt. Das zu feinende Roheisen wird in einem Cupolofen mit einem Schlackenzuschlag niedergeschmolzen, und aus diesem in einen Feineisenherd mit 6 Formen abgestochen. Dies ist der ganze Proceß; während bei demselben einerseits an Eisen, durch geringern Abbrand, und an Brennmaterial erspart wird, erhält man andrerseits ein reineres Feineisen. Der Cupolofen ist jedoch dabei entbehrlich, indem das Roheisen sofort aus dem Hohofen oder auch im Flammofen abgestochen werden kann.

Fig. 6, Taf. V, ist zur Hälfte ein Aufriß und zur andern Hälfte ein senkrechter Durchschnitt des Feineisenherdes; Fig. 7 ist ein andrer Aufriß, senkrecht auf dem vorhergehenden stehend. Der Feineisenherd ist in der Nähe des Hohofens, worin das Roheisen aus seinen Erzen gewonnen wird, oder in der Nähe des Cupolofens, in welchem es umgeschmolzen wird, errichtet, so daß der Fein- oder Reinproceß sogleich auf den Schmelz- oder Umschmelzproceß folgen kann.

Einer der größten Mängel der gewöhnlichen Feineisenherde besteht darin, daß das Metall unter die Ebene herabsinkt, in der seine Oberfläche sich eigentlich befinden soll, daher nur ein Theil des Metalls sich in dem Bereiche des Windstroms befindet, während ein andrer zu weit davon entfernt ist, was eine Folge des ungleichen Verbrennens der Herdwände ist. Dadurch wird das Feinen oder Reinen sehr unsicher, und ist auch mit bedeutendem Verlust an Metall und Zeit verbunden. Bei dem hier zu beschreibenden Feineisenherd sind diese Mängel vermieden, indem das flüssige Eisen stets seinen bestimmten Stand hat und daher in gehöriger Entfernung

von dem Gebläsewinde bleibt; dabei wird der Proceß beschleunigt und das Product erhält eine größere Reinheit.

Das flüssige Roheisen wird von dem Hohofen oder Cupolofen durch eine runde Rinne A dem Feineisenherd zugeführt. Der Herd B hat eine quadratische oder länglich viereckige Gestalt, und besteht aus Gußeisen, welches im Innern mit Platten von feuerfestem Thon bekleidet ist. Auf einem massiven Fundament C von Ziegel- oder Quadersteinen ist eine gußeiserne Sohlplatte D gelegt, auf welcher die Herdplatte E liegt, die ihrerseits mit feuerfesten Ziegelsteinen F bedeckt ist. Wie gewöhnlich bestehen drei von den vier Seitenwänden des Herdes aus gußeisernen Kasten G, welche mit Wasser gefüllt erhalten werden. Die vierte Seite des Herdes besteht aus einer gußeisernen Platte H, durch welche eine schlangenartig gewundene Röhre mit einem Wasserstrahl geht (es wird nämlich beim Guß der Platte H eine gewundene schmiedeeiserne Röhre eingelegt, welche mit den punktirten Linien J, Fig. 6, bezeichnet ist). Die inneren, dem Herde B zugekehrten Seiten dieser Tröge G haben Vertiefungen, welche mit Platten von feuerfestem Thon F gefüttert sind, um das Verbrennen des Eisens zu verhindern. In dem steinernen Fundamente G unter dem Herde E ist ein Wasserbehälter I angebracht, wodurch der Herdboden auf einer mäßigen Temperatur erhalten wird.

Die Sohlplatten D um die senkrechten Ständer des Gerüstes zu tragen, auf welchen die Esse L aufgeführt ist; dieselbe besteht aus Ziegelsteinen und ist an den Ecken durch eiserne Anker, Stäbe und Ziehbänder verstärkt. Der untere Theil des Gerüstes K, unter der Esse L, ist an den Seiten durch eiserne Platten geschlossen, vorn und hinten aber durch Thüren M, welche einen leichten Zugang in das Innere des Herdes gestatten. Vor dem Herde ist eine tragbare Platte angebracht, die auf zwei leichten eisernen Böcken N liegt und das Brennmaterial verhindert, um die Abstichöffnung herum zu fallen. Auf den andern Seiten des Herdes ist die Ziegelsteinmauer in gleicher Höhe mit der Platte aufgeführt und der Raum rings um den Herd mit Eisenplatten bedeckt. Außer den vier Wänden, welche den Herdraum B umgeben, sind noch zwei Backenplatten O angebracht, welche die Brennmaterialhaufen auf dem Metall zurückhalten und durch welche die Formen in den Herd treten.

Diese Formen, welche den Gebläsewind auf das flüssige Metall führen, bestehen gänzlich aus Eisen und es befinden sich auf jeder Seite zwei. Die Hauptwindröhren P führen den Wind von dem Gebläse auf beide Seiten des Herdes herbei und laufen oben in

gabelförmige Stücke Q aus. Auf die obern Enden dieser Gabel sind die Röhrenstücke R aufgeschraubt, in deren Ventilbüchsen die Ventile zur Regulirung des Gebläsewindes angebracht sind. Am obern Ende der Röhre R sind die Kugelgelenk- und Kniestücke S aufgeschraubt; *oben* an jedem Knie ist aber eine verschließbare Oeffnung U angebracht, durch die man leicht eine Stange bis zur Formenöffnung führen kann, um dieselbe zu reinigen oder von Verstopfungen zu befreien. Die Ventile zum Reguliren der Menge und Geschwindigkeit des Windes werden durch die Griffe T, welche durch Stopfbüchsen in den Ventilbüchsen gehen, gehandhabt. Mittelst der Kugelgelenke können die Knieröhren mit den Deuten V um ihre Axe gedreht und gänzlich von dem Herde weggeschoben werden. Das Futter oder die Hülse besteht aus zwei Stücken, die mit ihren Flantschen zusammengeschraubt sind; diese beiden Gelenkstücke umfassen den größten Theil der Gelenkkugel. Die Benutzung eines solchen Kugelgelenks gestattet die Bewegung der Düsenröhre in senkrechter und horizontaler Richtung, ohne Anwendung eines ledernen Schlauches oder sonst einer leicht zerstörbaren Vorrichtung. Die Düse selbst hat eine teleskopartige Einrichtung, d. h. sie besteht aus zwei oder mehreren, in einander verschiebbaren Stücken, so daß sie verkürzt und zur Seite gedreht werden kann, wenn dies erforderlich ist. Der obere Theil V einer jeden Düse kann bis zu dem Knie S aufwärts geschoben werden, und der untere Theil W, die eigentliche Düse, läßt sich durch zwei Griffe in dem Stücke V aufwärts schieben.

Die Formen X treten durch die Platten O, welche zu dem Ende mit Oeffnungen versehen sind, in den Herd, sie haben doppelte Wände, so daß in dem ringförmigen Raum ein Wasserstrahl circuliren kann. Das zum Abkühlen der Formen X und des Herdes B dienende Wasser wird von den Speiseröhren Y, von denen auf jeder Seite eine vorhanden ist, herbeigeführt; dieser Wasserstrom kann durch ein Ventil Z oder einen Hahn regulirt werden. Von dem Ventilkasten laufen zwei Zweigröhren ab, von denen die eine a die Schlangenröhre I in der Vorderplatte H des Herdes mit Wasser speist, während die andere b den Wassertrog G an der hintern Seite des Herdes mit Wasser versieht. Es gehen von dem Ventilkasten Z aber auch noch zwei andere Röhren c aus, welche das Wasser den Formen X zuführen; nachdem dieses Wasser in dem hohlen Raum der Formen circulirt hat, fließt es durch die Röhre d ab, und gelangt durch die conische Röhre e in den Trog G zur Seite des Herdes. Aus dem Troge an der hintern Seite des Herdes fließt das überflüssige Wasser in den

Behälter f, welcher parallel mit dem Troge G an der rechten Seite des Herdes steht. Derselbe Behälter nimmt auch das, aus der Schlangenröhre I in der Vorderplatte H ablaufende Wasser, sowie das aus dem Troge G, links vom Herde (Fig. 6, abfallende Wasser auf. Aus dem Behälter f fällt das Wasser durch die Röhre g in den Trog h. Das überflüssige Wasser in dem rechts vom Herde befindlichen Troge G gelangt durch die Röhre i in den Behälter J unter der Herdplatte E.

Die Anordnung der Wasserröhren auf der entgegengesetzten oder linken Seite des Herdes, ist etwas anders als die soeben beschriebene. Das Wasser wird durch die Röhre Y herbeigeführt, geht durch den Ventilkasten Z und durch die Röhren c zu den Formen X; soweit ist die Einrichtung die vorher beschriebene; aber statt der Seitenröhren a und b leitet eine Röhre k den Wasserstrom unter die Herdplatte E. Diese Röhre k ist von dem Ventilkasten abwärts bis unter die Herdplatte geführt, in deren Mitte sie sich links und rechts, mittelst eines Tförmigen Endstücks verzweigt. Der obere Theil der Wasserröhre k ist von der Grenze des Herdes nach innen zu durchbohrt, so daß das Wasser in vielen kleinen Strahlen unter die Herdplatte dringt. Durch diese Strahlen kalten Wassers wird die Temperatur der Herdplatte stets vermindert, so daß die Einwirkung der, von dem geschmolzenen Metall herrührenden Hitze für sie minder nachtheilig ist. Die Herdwände werden daher nicht sobald ausgebrannt und das flüssige Metall, welches sie umschließen, kann in bestimmter Höhe im Herde und im Bereich des Gebläsewindes erhalten werden; dadurch wird gegen das Reinen in den verschiedenen Herden viel Zeit- und Metallverlust erspart. Die abkühlende Wirkung wird noch durch den Dampf erhöht, welcher sich aus dem, als Kühlungsmittel verwendeten Wasser entwickelt, sowie auch durch die Luft, welche unter den Herd Zutritt hat. An der hintern Seite des Herdes und unter den Sohlplatten befindet sich ein Durchgang t (Fig. 6), durch den ein Arbeiter zu dem Behälter J und zur untern Seite der Herdplatte E gelangen kann. Dieser Zugang gestattet auch das Oeffnen des Ventils M mittelst eines Hebels und einer Stange, um das Wasser aus dem Behälter J abzulassen und in den Behälter h zu leiten, wohin auch das überflüssige Wasser aus J durch die Röhre n fließt.

Wenn eine Charge flüssiges Roheisen aus dem Cupolofen in den Feineisenherd abgestochen wird, so hebt man einen halbrunden, in die Rinne A passenden Verschluß o, um das flüssige Metall in

den Herd B gelangen zu lassen. Sobald die Roheisencharge eingelassen ist, wird Brennmaterial aufgeschüttet und das Gebläse in Betrieb gesetzt. Während des Reinens circulirt das kalte Wasser rings um den Herd und die Formen, um dieselben so abzukühlen, daß die hohe Temperatur nicht nachtheilig darauf einwirken kann. Ist eine Charge hinlänglich gefeint, so wird sie durch die Abstichöffnung p in der Vorderplatte H, in die bereitgehaltenen gußeisernen Formen q abgestochen.

Dem Engländer W. Taylor wurde (Pract. Mech. Journ. Oct. 1857 und daraus im Polytechn. Centralbl.) folgendes Verfahren: Roheisen und auch Stahl zu raffiniren, patentirt. Im Innern eines ummauerten cylindrischen Raumes befindet sich ein aus feuerfestem Thon oder aus Eisen mit Ausfütterung von Thonmasse gefertigtes schalenförmiges Gefäß, welches auf dem oberen Ende einer verticalen Axe befestigt ist. Diese Axe, und durch sie die Schale, kann mittelst einer unten in dem gemauerten Raume eintretenden horizontalen Axe und zweier Winkelräder in Umdrehung gesetzt werden. Der Raum ist oben durch ein Gewölbe geschlossen, in welchem drei Oeffnungen angebracht sind. Durch die mittlere dieser Oeffnungen läßt man, während die Schale sich umdreht, beständig geschmolzenes Roheisen in dieselbe einfließen. Dasselbe steigt durch die Centrifugalkraft an der Wand der Schale hinauf, breitet sich also in dünner Schicht auf derselben aus. Auf das so ausgebreitete Eisen wirkt die Luft, welche durch eine der seitlichen Oeffnungen eintritt; diese oxydirt die Verunreinigungen des Eisens, wobei eine genügende Hitze entsteht, um ohne anderweite Erhitzung das Eisen hinreichend flüssig zu erhalten. Die gebildeten gasförmigen Stoffe und der Stickstoff der Luft entweichen durch eine dritte Oeffnung. Das Eisen steigt nicht nur bis an den Rand der Schale, sondern es fließt auch, möglichst gereinigt, continuirlich über denselben hinaus und fällt in einen ringförmigen Kanal am Boden des gemauerten Raumes. Dieser Kanal neigt sich spiralförmig und mündet in einer unten in der Seitenwand des Raumes angebrachten Oeffnung, durch welche somit das raffinirte Eisen beständig ausfließt.

Thomson in Glasgow wendet beim Feinen des Roheisens gekohlte Gase an (a. a. O.) Er führt an, daß die Behandlung des Roheisens mit bloßer Luft in der Hitze, um es zu reinigen und seine Eigenschaften zu verbessern, in vielen Fällen zu einem großen Metallverlust Anlaß gebe, weil die Wirkung zu rasch und lebhaft erfolge und viel Eisen mit verbrenne. Er ist der Ansicht, daß es vortheil-

hafter sei, dabei gekohlte Gase anzuwenden, und hat sich dieses Verfahren am 21. Februar 1857 in England patentiren lassen. Die gekohlten Gase sollen in der Regel zugleich mit Luft angewendet werden, zu welchem Zweck er eine Form vorschlägt, die aus zwei concentrisch in einander steckenden Röhren besteht. Durch die äußere Röhre leitet man die Luft, durch die innere engere die gekohlten Gase, so daß beide vor der Mündung der Form zusammentreffen. Diese Gasmischung leitet man in das im Herd des Hohofens befindliche flüssige Metall. Bei dem aus dem schottischen Kohleneisenstein erblasenen Eisen hat er es am besten gefunden, dieselbe aus 1 Volumen Steinkohlengas auf 12 Volumen Luft bestehen zu lassen. Bei Anwendung einer solchen Gasmischung ist nicht nur die Entkohlung verzögert, und die Oxydation des Eisens verringert, sondern dasselbe soll dadurch auch besonders rein und von guter Beschaffenheit werden.

Wir müssen hier das folgende wichtige Werk erwähnen und unsere Leser darauf aufmerksam machen:

Die Wärme-Meßkunst und deren Anwendung zur Construction von Apparaten für die Industrie und für häusliche Bedürfnisse. Ein Leitfaden zum Unterrichte und zur Selbstbelehrung für Ingenieure, Fabrikanten, Architekten, Werkmeister u. s. w. von C. Schinz. Mit einem Compendium von Zahlenresultaten und Formeln für den praktischen Gebrauch, und einem Altas mit 35 Tafeln. Stuttgart, 1858. — Dieses Werk enthält einen Schatz von Kenntnissen über Bau und Betrieb von Flammöfen, Gasgeneratoren, Erhitzen von festen und schmelzenden Körpern &c.

Ein anderes, hier zu erwähnendes Werk, welches von dem Verfasser des vorliegenden kürzlich herausgegeben worden, ist folgendes:

Der praktische Puddel- und Walzmeister, oder Anleitung zum Verpuddeln des Roheisens mit Steinkohlen, Braunkohlen, Torf, Holz und brennbaren Gasen, sowie zur weitern Bearbeitung des Puddeleisens und Puddelstahls zu Stäben aller Art, zu Eisenbahnschienen, Spurkranzeisen, zu Blech und Draht. Für Hüttenbeamte und strebsame Arbeiter. Mit 12 lithographirten Langfoliotafeln. Weimar, 1858. — Der bescheidene Zweck des Büchleins ist auf dem Titel hinlänglich ausgesprochen.

Einen Puddelofen mit oder für hohe Temperatur hat ein französischer Hüttenmann Corbin-Debossières construirt und in Armengauds „Publication industrielle" Bd. XI, p. 363 (und daraus in der Allg. berg- und hüttenm. Zeitung 1859, No. 3 und 4) beschrieben. Wir entnehmen daraus Folgendes:

Beschreibung des Puddelofens mit Hülfe der Fig. 9 bis 13, Taf. V. — Die Fig. 9 ist ein Grundriß oder vielmehr ein horizontaler Durchschnitt in der Ebene der Linie 1 bis 2 des *senkrechten* Durchschnittes, Fig. 10.

Fig. 10 ist ein senkrechter Längendurchschnitt nach der Linie 3—4 des Grundrisses.

Fig. 11 ist ein Querdurchschnitt des Ofens durch den Feuerungsraum, nach der Linie 5—6, Fig. 5.

Fig. 12 ist eine Ansicht von dem Rostende des Ofens.

Fig. 13 ist ein zweiter Querdurchschnitt durch die Mitte der Arbeitsthür, nach der Linie 7—8, Fig. 10.

Fig. 14 und 15 sind Abbildungen, nach doppeltem Maßstabe der vorhergehenden, von den Roststäben und den Zahnstangen, welche sie tragen.

Fig. 16 stellt von zwei aufeinander senkrechten Seiten den Spieß zum Reinigen des Rostes dar.

Man erkennt aus den Figuren, daß der ganze Ofen, wie die Puddelöfen im Allgemeinen, gänzlich aus Ziegelstein zusammengesetzt ist, daß die äußern Wände aus starken gußeisernen Platten A bestehen, die durch senkrechte Ständer B zusammengehalten werden, von denen zwei, einander gegenüberstehende, oben durch einen starken schmiedeeisernen Bolzen b und unten durch Splietbe, die in die Dicke der platten schmiedeeisernen Traversen a eingelassen sind, zusammengehalten werden.

Das Gewölbe oder die Kappe C besteht aus großen Ziegelsteinen; es ist etwa $^1/_{10}$ zur Horizontalen geneigt und durch eine ziemlich scharfe Curve mit dem Fuchs D verbunden, durch den die brennbaren Gase in die Esse entweichen. Auch der Quere nach ist diese Kappe geneigt, wie Fig. 8 zeigt, und zwar so, daß die Höhe des Arbeitsraums auf der Thürseite bei C etwas höher als an der entgegengesetzten ist. Die Gründe für diese eigenthümliche Construction werden wir weiter unten, bei den Betrachtungen über den Betrieb des Ofens, kennen lernen.

Der Feuerraum F ist mit einem Roste versehen, der aus 16 Stäben E (Fig. 14 u. 15) besteht, die 1 Meter lang, 16 Centimeter hoch, oben, wo sie die Kohlen aufnehmen, 44, und unten nur 12 Millimeter breit sind. Zwischen je 2 Stäben bleibt ein Raum von 20 Millimeter für das Hindurchströmen der zur Speisung der Verbrennung dienenden Luft. Um die Roststäbe von einander entfernt zu halten, sind kleine Bolzen mit dem einen Ende in die flachen

schmiedeeisernen Traversen e und e′ und mit dem andern in der Dicke der Stäbe befestigt. Diese letztern, auf diese Art vereinigt, werden von drei schmiedeeisernen Stangen G getragen, die mittelst der Winkeleisen g auf dem Querbalken h befestigt sind. Die Enden dieser letzteren sind in die Dicken der senkrechten Mauern H und H′ eingelassen, zwischen denen der Feuerrungsraum liegt.

Die eine von diesen Seitenmauern, die rechte H, hat unmittelbar über dem Rost eine Oeffnung, die als Schürloch dient und außerhalb mit einem, sich nach außerhalb erweiternden Kasten J versehen ist. Diese Form des Schürlochs gestattet dem Arbeiter, wie man auch aus Fig. 4 ersehen kann, mit dem Spieß die ganze Rostoberfläche, sowohl vorn, als hinten, durchzuarbeiten.

Eine zweite Oeffnung I ist in der Dicke der Mauer H′ angebracht und zwar unter dem Rost, wie man aus Fig. 11 ersehen kann; sie dient dazu, eine Verbindung zwischen dem Ventilator V und dem Raume unter dem Roste herzustellen.

Die Welle v dieses Ventilators ist mit einer kleinen Rolle p versehen, die durch eine andere größere umgetrieben wird; neben derselben ist eine sogenannte Leerrolle angebracht, die, wenn es erforderlich ist, den Treibriemen aufnimmt.

In Folge dieser Einrichtung oder jeder andern Bewegungsmittheilung kann der Puddelarbeiter den Ventilator nach Belieben in und außer Betrieb setzen und dadurch den Gang des Ofens in der Art reguliren, daß er zur zweckmäßigen Zeit die Verbrennung steigert und je nach dem Erforderniß wieder mäßigt.

Aus Fig. 12 ersieht man, daß die diese Seite äußerlich bekleidende gußeiserne Platte nicht allein da offen ist (K), wo sich der Aschengehalt befindet, sondern auch über dem Rost, bei k, eine länglich viereckige Oeffnung bildet, von welcher aus die Arbeit auf dem Rost, seine Reinigung von Schlacken ꝛc. bewirkt werden kann; die Enden der Roststäbe sind auf diese Weise ganz frei und man kann mit dem Rostspieß, Fig. 16, sehr leicht dazwischen kommen.

Der Puddelherd hat bei seiner Construction mehrere besondere Eigenthümlichkeiten: das Gefäß L ist in drei Theile getheilt, die durch Flanschen l und durch dieselben gehenden Schraubenbolzen mit einander verbunden sind. Dieses Stück steht auf den Winkeln a (Fig. 13), die an den Bekleidungsplatten der langen Seiten angegossen und auf platten gußeisernen Traversen b′ (Fig. 10) in das Ofenmauerwerk eingelassen sind.

Auf diesen gußeisernen vertieften Herden ist ein Kanal ange-

bracht, der aus drei Abtheilungen M, M^1 und M^2 besteht, welche durch die gekrümmten Röhren m, m′ (Fig. 9) von Kupferblech mit einander verbunden sind. Durch diese Verbindung sind aber die *Bewegungen* der Ausdehnung und Zusammenziehung, welche durch die *Temperatur*veränderungen veranlaßt werden, nicht behindert.

Am Vordertheil des Ofens, an der rechten und linken Abtheilung des Kanals oder Troges, sind zwei Hähne r und r′ angebracht, von denen der eine mit der Röhre verbunden ist, durch welche das Wasser herbeiströmt, und der andere mit der, durch welche es abläuft. Auf diese Weise ist der Puddelarbeiter, der die Schlüssel zu diesen Hähnen in Händen hat, im Stande, einen schnellern oder langsamern Strom zum Abkühlen der Herdwände herzustellen.

Da irgend ein Zufall es veranlassen kann, daß der Umlauf des Wassers nicht vollständig erfolgt, z. B. weil die Verbindungsröhren m oder m′ verstopft sind, ist an jeder Abtheilung M, M^1 oder M^2 eine Röhre N angebracht, durch welche die natürlich entstehenden Dämpfe entweichen können, die, wenn sie keinen Ausweg fänden, die Seiten des Kanals zersprengen würden. Ein Thermometer o (Fig. 13) kann an einer der Röhren angebracht sein, um die Höhe der Temperatur des Wassers zu erkennen und folglich eine Regelung der Wärme der Wände vor den Trögen soviel als möglich zu gestatten.

An der Vorderseite ist der Wasserkanal unterbrochen, um ein Stück Gußeisen a aufnehmen zu können, welches die Form einer Gosse hat und von der Vorderseite eintritt, um das Ablassen der Schlacken zu erleichtern. Auf diesem Stücke liegt eine kleine gußeiserne Platte s (Fig. 13), auf welcher die Arbeitsthür S steht. Dieselbe besteht aus Gußeisen, ist mit Ziegelsteinen garnirt und in der Mitte ist eine oben abgerundete und mit einer starken Gußeisendecke umgebene Oeffnung angebracht.

Dieselbe ist mit gutem Schmiedeeisen ausgefüttert, um ihre Vergrößerung durch die Brechstange zu verhüten, indem dieselbe beim Puddeln gegen die Seiten, die als Stützpunkte dienen, anliegt.

Diese Oeffnung ist während des Einschmelzens von dem Roheisen durch die kleine Platte t verschlossen, die selbst ein kleines Loch hat, durch welches man in das Innere des Ofens sehen und sich Rechenschaft von dem Zustande des Roheisens geben kann.

Zum Eintragen der Roheisenstücke und zum Herausnehmen der Luppen wird die ganze Thür S geöffnet; sie hängt zu dem Ende an einer Kette u und diese ist an dem gußeisernen Sector T angebracht,

durch dessen langen Hebelarm das Aufziehen der Thür bewirkt wird. Der Stützpunkt dieses Hebels ist ein gußeiserner Bogen U und das Aufziehen wird durch ein an dem Haken von T angehängtes Gegengewicht erleichtert.

Der hier beschriebene Puddelofen wird auf die gewöhnliche Weise in Betrieb gesetzt; um aber die möglichst besten Resultate damit zu erlangen, muß die Sohle aus Brucheisen hergestellt werden.

Näheres über die Einrichtung des vorliegenden Ofens wird nun in den nachstehenden Beobachtungen mitgetheilt werden.

Theoretische und praktische Betrachtungen über die Puddelöfen mit hoher Temperatur. — Die Attraction und die chemische Affinität wurden bis zur neuern Zeit als die Wirkung derselben natürlichen, den wägbaren Substanzen eigenthümlichen Kraft angesehen. Dieser Irrthum, der die Chemie auf falsche Bahnen brachte, ist vollkommen erkannt, und es ist vollständig erwiesen, daß alle Verbindungen der Grundbestandtheile der Substanzen Atom zu Atom auf eine unveränderliche Weise erfolgen, wie die Tabellen der chemischen Aequivalente nachweisen.

Dieselben Körper, aus denselben Bestandtheilen nach variablen Verhältnissen zusammengesetzt, sind daher nicht chemisch verbunden, sondern nur vermischt. Solch ein Gemisch ist das Roheisen (d. h. das meiste, denn das Spiegeleisen ist entschieden eine Verbindung), welches den Kohlenstoff in sehr verschiedenen Verhältnissen, 2 bis 6 Proc., enthält.

Aus der Erfahrung folgt, daß der Kohlenstoff um so genauer mit dem Eisen vermischt ist, je höher die Temperatur war, unter der dies geschah, und je langsamer es sich abkühlte; daß er aber im Gegentheil um so weniger daran festhält und sich um so leichter entwickelt, je geringer die Temperatur war, unter der es erblasen wurde und je schneller die Abkühlung war.

Es ist daher die Kohlung nur eine physische Wirkung, seine Entkohlung oder vielmehr der ganze Frischproceß eine chemische Operation. Dieselbe besteht aus einer solchen Temperaturerhöhung oder Schmelzung des Roheisens, daß sich der Kohlenstoff bewegen und sich der Art mit dem Sauerstoff verbinden kann, daß Kohlenoxydgas oder Kohlensäure entsteht.

Das Roheisen kann demnach in der niedrigen Temperatur reducirt werden, die es nur im teigigen Zustande erhält. Kann man nun aus diesen wohlbekannten, aber oft genug falsch interpretirten Thatsachen folgern, daß ein in der hellern Rothglühhitze (1000° C.)

erhaltener Puddelofen das Roheisen mit Nutzen in Stabeisen verwandeln werde?

Ein solcher Ofen wird das Roheisen vollkommen entkohlen und reduciren; allein das mit dem Kohlenstoff vermischte Metall, welches seine mechanische Festigkeit bildete, würde nur aufgeschlossen und vertheilt werden. Um ihm seine physischen Eigenschaften wieder zu geben, müßte man daher die mit den Schlacken amalgamirten Theilchen mit einander vereinigen und zusammenschweißen. Soll dieser Proceß vollkommen ausgeführt werden, so muß er in der möglichst höchsten Temperatur erfolgen. Es heißt dies mit andern Worten, daß ein Puddelofen stets heiß genug sein muß, um das Roheisen frischen zu können, daß man aber auch nach Belieben eine noch höhere Temperatur damit zu erlangen im Stande sein muß, als sie ein gewöhnlicher Schweißofen hat, weil die metallischen Aggregate in den homogenen Zustand zurückgeführt werden müssen, indem ihre Wärmecapacität zum Theil durch das Oxydul, die Schlacke, welche sie umgiebt, neutralisirt worden ist.

Dies sind die wesentlichsten Gründe für das Dasein des Puddelofens mit hoher Temperatur, der in dem Vorhergehenden beschrieben und auf Taf. V abgebildet ist.

Einige Beispiele werden erforderlich sein, um das Gesagte näher zu beweisen.

Die bessere Beschaffenheit des in Herden gefrischten und mit Holzkohlen ausgeschmiedeten Eisens wird im Allgemeinen den chemischen Eigenschaften der Holzkohlen zugeschrieben, indem dieselben keine Substanzen enthalten, die das Eisen benachtheiligen könnten, wie es bei dem Frischen mit Steinkohlen der Fall ist. Jedoch muß man annehmen, daß die trefflichen Eigenschaften des Herdfrisch-Eisens hauptsächlich der hohen Temperatur (1800°) zuzuschreiben sind, die der Puddelofen nicht entwickeln kann, und welche gewöhnliche feuerfeste Ziegelsteine auch nicht auszuhalten im Stande sind.

Um die Richtigkeit des Gesagten zu erkennen, braucht man nur Roheisen im Puddelofen zu frischen und das bei Steinkohlen erhaltene rohe Frischeisen im Frischherde bei Holzkohlen auszuschweißen. Das auf diese Weise dargestellte Puddeleisen wird stets, indem es vor dem heftigen Feuer vor den Formen in sich selbst umgeschmolzen wird, die Gleichartigkeit und die übrigen physischen Eigenschaften erlangen, welche das Herdfrischeisen charakterisiren. Ganz offenbar kann aber die Holzkohle bei diesem Proceß die chemische Beschaffenheit des Frischeisens nicht verändern, und man muß daher die treff-

lichen physischen Eigenschaften der mit ihr erlangten Producte der hohen Temperatur in dem Frischfeuer zuschreiben. Es ist daher ganz klar, daß der Puddelofen um so festeres Stabeisen giebt, einen je höhern Hitzgrad er hervorzubringen im Stande ist.

Da die Kohlung des Roheisens in allen Fällen proportional dem Hitzgrade ist, in welchem sie entstanden ist, so ist es ganz klar, daß, um reducirt zu werden, es flüssig keinem minder heißen Mittel ausgesetzt werden muß, als es das Hohofengestell im Augenblick der Roheisenbildung enthielt.

Die sehr hohe Temperatur des Puddelofens, den wir hier kennen lernen, muß wenigstens der in den Hohöfen gleich sein, in denen sich das Metall, ohne im Entferntesten reducirt zu werden, kohlt. Dies erscheint freilich als ein Widerspruch, als ein Hinderniß für den Frischproceß; allein sowohl im Puddelofen als im Frischfeuer wird das Roheisen, mag die umgebende Temperatur sein, welche sie wolle, durch die physisch-chemischen Reactionen des Eisenoxydul̈s, der Schlacke, in welche es vertheilt ist, reducirt. Dieses Oxydul tritt dem Roheisen wirklich den zur Säuerung und zur Entwickelung seines Kohlenstoffgehaltes erforderlichen Sauerstoff ab, während er es zu gleicher Zeit, ohnerachtet der hohen Temperatur des Apparates, auf dem, seiner Capacität entsprechenden, geringen Hitzgrade erhält. Ebensowenig kann das Wasser unter dem atmosphärischen Druck den Körpern, die es umschließt, mehr als 100° mittheilen, sei die Temperatur der Feuerung, die es erhitzt, welche sie wolle.

Die Wärmecapacität, oder, genauer ausgedrückt, das Vermögen, sich zu erwärmen, welches der Frischschlacke eigenthümlich ist, entspricht genau der Temperatur, in welcher das Roheisen vollständig gefrischt wird. Die unzureichende Beschaffenheit unserer feuerfesten Ziegelsteine ist daher das einzige wesentliche Hinderniß zur Vervollkommnung des Puddelofens, welche, wenn man ihm die Eigenschaften des Frischfeuers aneignet, die Beschaffenheit seiner Producte doppelt erhöhen kann.

Jedoch können wir mit den feuerfesten Ziegelsteinen, sowie sie jetzt sind, den Betrieb dieser Apparate ganz außerordentlich verbessern, indem damit die weiter oben beschriebenen Veränderungen vorgenommen werden, wobei das jetzige Verfahren beibehalten werden kann. Wirklich müssen wir diesen Ofen als ein Mittel ansehen, womit es möglich wird, ein rationelleres Verfahren bei dem Verfrischen des Roheisens einzuführen, welche Processe in dem noch nicht erschienenen, oben angeführten Werke des Verfassers beschrieben sind.

Um in dem vorliegend zu untersuchenden Puddelofen die erforderliche hohe Temperatur zu erzeugen und zu erhalten, ist er zuvörderst mit einem Rost versehen, wie ihn die gewöhnlichen Schweißöfen haben. Eine solche Einrichtung erleichtert ein vollkommenes Frischen. Es hat aber die Erfahrung bald gezeigt, daß auch die dadurch erzeugte Temperatur noch unzureichend sei, um die metallischen Aggregate vollkommen zusammenzuschweißen, indem man sie auf den gleichartigen Zustand zurückführt. Es wird dadurch die Nothwendigkeit der Windzuführung bedingt, wie sie der in Fig. 9, 10 und 11 dargestellte Ofen zeigt; es wird dadurch der Puddelarbeiter in den Stand gesetzt, den Wärmegrad in dem Ofen in der Art zu erhöhen, daß das Puddeleisen gehörig ausgeschweißt werden kann.

Es ist gar nicht erforderlich, den Ofen mit Gebläse, den wir hier beschrieben, als experimentellen Beweis des Gesagten anzunehmen, und die Wirksamkeit von jenem nachzuweisen; sondern es ist hinreichend, die rohen Luppen in einem guten Schweißofen auszuschweißen. Es wird dadurch, wie die Erfahrung hinlänglich bewiesen hat, das Eisen vollständig umgewandelt; es erlangt Gleichartigkeit, Geschmeidigkeit und Festigkeit, die es im Puddelofen ohne Zuführung von Gebläseluft nie erlangen kann, da ein solcher Ofen nie den Hitzgrad erreicht, der zur Darstellung von festem Eisen erforderlich ist.

Der gewöhnliche Puddelofen saugt durch das stets geöffnete Loch, wodurch der Arbeiter seine Brechstange steckt, eine bedeutende Menge Luft an; die Vergrößerung dieses Loches in der gußeisernen Thürplatte durch die stete Reibung des darauf gestützten Puddelhakens oder der Brechstange, beunruhigt den Puddelarbeiter nicht, weil er unaufhörlich wiederholen hört, daß die auf diese Weise eingeführte Luft den Frischproceß befördere, und die schädlichen (schwefligen), das Eisen benachtheiligenden Gase zerlege. Jedoch diene diese durch den Ofen strömende Luft nur dazu, ihn abzulösen und das Metall zu oxydiren. Es ist ganz klar und durch die Erfahrung bewiesen, daß das auf dem Herde ausgebreitete und von dem Oxydul, der Schlacke umgebene Roheisen von der Luft nicht erreicht und reducirt werden kann. Diese, nachdem sie durch das Loch in der Thür eingedrungen ist, breitet sich nicht in dem Ofen aus, sondern folgt der Kappe C (Fig. 10) und entweicht durch den Fuchs D; aus demselben Grunde kann sie auch die schwefligen Gase nicht reduciren. Geht man aber von dem wichtigen Gesichtspunkte aus, daß die Wärmecapacität der atmosphärischen Luft gleich der des die Oefen ausfüllenden kohlensauren Gases ist, welches dieselben in der erforderlichen Temperatur erhält,

so erkennt man, daß das Ansaugen des Puddelofens durch seine Arbeitsthür nur eine sehr wesentliche Ursache der Abkühlung und der Oxydirung sein kann, welche man soviel als möglich zu vermeiden oder wieder aufzuheben versuchen muß.

Es wird dies bei dem vorliegenden Puddelofen durch eine sehr einfache Abänderung bewirkt, die wir ganz speciell angeben wollen. Sie besteht in der geringen Neigung des Ofengewölbes von C nach C′, d. h. nach der, der Arbeitsthür gegenüber befindlichen Widerlage, wie man in Fig. 8 ersehen kann. Durch diese Einrichtung wird die Flamme genöthigt, nach der Arbeitsthür S zurückzukehren, wodurch die eindringende Luft zurückgedrängt wird.

Um die Vergrößerung des Brechstangenlochs S′ in der gußeisernen Thürplatte zu vermeiden, ist es, wie schon oben bei der Beschreibung bemerkt wurde, zweckmäßig, es mit gutem Eisen auszufüttern.

Um diese, ebenso einfachen als nützlichen Verbesserungen zu versuchen, braucht man sie nicht auszuführen; man erkennt ihre Wirksamkeit weit schärfer, wenn man bei dem Schweißofen dasselbe Ansaugen der Luft erleichtert, ein Ansaugen, wodurch sein Betrieb gänzlich umgekehrt wird, indem er sich abkühlt, das Eisen oxydirt und nicht mehr gut schweißt.

Sowohl die Puddler, als auch die Hammerschmiede, repariren, stellen und verbessern ihre Oefen und Herde und versehen jene auch in den meisten Hütten noch mit Schlackensohlen oder Herden, welche die Form einer mit Rändern versehenen Pfanne erhalten. Durch diese vortreffliche Einrichtung wird das Roheisen unter der directen Einwirkung des rechtwinkligen Hakens erhalten, mit dem es erreicht und in allen Richtungen durchgerührt werden kann, um seine vollkommene Reduction zu erleichtern. Eine solche Sohle von Schlacken (Eisensilicaten) hat aber keine Festigkeit, denn sie erhält sehr bald Löcher, Risse und verliert ihre ganze Form.

Um sie wieder herzustellen und in gutem Zustande zu erhalten, muß man nothwendig Erden anwenden, die mehr oder minder schwer schmelzen, sich zersetzen und daher das Eisen verschlechtern, das sich mit dem Silicium verbindet, für welches es eine starke Affinität hat.

Da das Puddeln auf Schlacken fortwährend Schwierigkeiten darbietet, Zeitverluste veranlaßt und schlechte Producte giebt, so haben die Hüttenleute schon fortwährend auf Mittel gedacht, sie nicht mehr benutzen zu müssen. Es entstanden daher die Koch- oder durch Luft abgekühlten Puddelöfen, viel richtiger Kanalöfen (fours à gargouille) genannt.

Da man sie zuerst in Hütten anwendete, in denen die Steinkohlen zu niedrigen Preisen erlangt werden konnten, so wurden und werden noch die Kühlkanäle mit starken Wasserstrahlen gespeist. Dadurch wird ein sehr bedeutender Brennmaterialverbrauch veranlaßt. Es wurde aber auf diese Weise das Roheisenpuddeln (im Gegensatz zum Weißeisenpuddeln), welches so viele und wesentliche Vortheile gewährt, in seinen Fortschritten aufgehalten, und namentlich in vielen französischen Hütten aufgegeben. Dennoch verlangt dieses Puddeln, wenn es zweckmäßig ausgeführt wird, verhältnißmäßig keinen größern Brennmaterialaufwand, weil es die Generalkosten vermindert, eine größere Production gewährt.

Um den gußeisernen Abkühlungskanälen der Puddelöfen die gehörige Festigkeit zu geben, erhalten die Wanddicken und die übrigen Dimensionen außerordentliche Verhältnisse, die aber nur dazu dienen können, die Anlagekosten der Oefen zu erhöhen. Diese stets unnützen Vorsichtsmaßregeln können selbst gefährlich werden; nicht das Gewicht dieser Apparate ist es, welches, wie bei mechanischen Constructionen, ihre Festigkeit erhöhen kann, sondern es ist dies ihre Vorrichtung, welche, wie bei allen Oefen, die Ausdehnung und die Zusammenziehung des Gußeisens erleichtern muß. Werden die traurigen Wirkungen dieser physischen Reactionen vermieden, so ist es hinreichend, daß die Puddelarbeiter das zur Abkühlung benutzte Wasser oder den Gebläsewind so anwenden, daß der Betrieb der Oefen gesichert und ein recht guter sei.

Der in den Fig. 9—13, Taf. V, dargestellte Ofen zeigt ein Beispiel von der Construction eines Puddelofens mit Kühlkanälen, ein Beispiel, auf welches wir die Aufmerksamkeit der Hüttenleute lenken wollen. Aus drei Theilen bestehend, die durch äußere Röhren mit einander verbunden sind, haben diese Abkühlungskanäle, wie Fig. 9 und 10 zeigen, eine solche Einrichtung, daß sich alle ihre Theile ausdehnen oder zusammenziehen können, ohne sich zu berühren und ohne feste Gegenstände zu treffen, die Brüche werden lassen könnten.

Die Schlacken, mit denen die drei Abtheilungen des Apparates ausgefüllt sind, vereinigen und verschließen sie, so daß sie ein massives, aber elastisches Gefäß bilden. Dies sind die Einrichtungen, wodurch die Kühlkanäle der Puddelöfen fest und wohlfeil hergestellt werden können. Durch die geneigten Wände der Gefäße wird die Adhäsion der Schlacken und die Arbeit der Puddler erleichtert.

Trägt man das Roheisen kalt in einen Ofen mit hoher Temperatur ein, so arbeiten die Puddler so viel als thunlich; sie könnten

daher den Proceß bei Benutzung eines kleinen Ofens nur mit Hülfe eines weitern Arbeiters beschleunigen. Unter diesen Verhältnissen läßt sich die Frage wegen vorherigen Wärmens des Roheisens nur durch die verschiedenen Productionskosten, veranlaßt hauptsächlich durch Arbeitslöhne und Kohlenpreise, die dabei besser zu benutzen wären, lösen. Aus dem Vorhergehenden folgt aber als gewiß, daß der bei hoher Temperatur zu betreibende Puddelofen wenigstens eine eben so starke Hitze als der Schweißofen entwickeln muß. Dieser letztere, der mit Ziegelsteinen construirt ist, würde aber bald verbrennen, wenn er nicht unaufhörlich durch das kalt chargirte Eisen abgekühlt würde. Daher ist denn beim Betriebe der Puddelöfen mit hoher Temperatur das Vorwärmen des Roheisens nicht praktisch thunlich.

Aus der Erfahrung folgt daher, daß der in der höchst möglichen Temperatur erhaltene Puddelofen die Beschaffenheit des Eisens unaufhörlich verbessert und die Abgänge vermindert, und zwar nach einem sich von 3 bis 5 Proc. verändernden Verhältniß. Berücksichtigt man nur diesen letztern Unterschied, so kostet das directe Verpuddeln des Roheisens weniger, als das gewöhnliche, d. h. der Puddelproceß mit Weiß- oder Feineisen.

Einen verbesserten Puddelofen hat John Powell in London im Repertory of Patent-Inventions, Nov. 1857 und daraus im Polytechn. Journal, Bd. 147, S. 291, beschrieben, jedoch lassen sich die Verbesserungen auch auf andere Arten von Flammöfen anwenden. — Die Erfindung besteht in einer verbesserten Speisung der Flammöfen mit Luft, zu welchem Behuf man den obern Theil des Aschenkastens auf der vordern Seite mittelst einfacher oder doppelter Thürklappen verschließen kann; oder man kann im untern Theile der Thür viele Oeffnungen anbringen, während man den vordern Theil des Aschenkastens gänzlich abschließt. In dem Falle, wo an den Seiten oder unter dem Ofen Luftkammern angebracht sind, kann man den Aschenkasten auf der vordern Seite gänzlich verschließen und die Luft mittelst Kanälen einführen, welche unter der Sohle oder an den Seiten des Aschenkastens so angebracht sind, daß sie mit den Luftbehältern in freier Verbindung stehen. Bei Oefen, welche auf eine dieser Weisen construirt sind, erlangt man eine stärkere und gleichförmigere Luftpressung in den Rost, während der Aschenkasten sowie die mit ihm verbundenen offenen Räume in mehr oder weniger vollkommene Heißluftkammern verwandelt werden, daher man leichter erwärmte Luft in den Raum über dem Rost, zur vollständi-

geren Verbrennung des Brennmaterials und seiner Gase, gelangen lassen kann, sowie auch in Kanäle, welche mit den verschiedenen Theilen des Ofens und mit dessen Esse behufs der Rauchverbrennung in Verbindung stehen, indem die Gase, welche noch nicht vollständig verbrannt sind, in jene gelangen. Wenn solche Kanäle zu ihrem Oeffnen und Schließen mit einem Ventil versehen sind, so ist es zweckmäßig, dessen Stange mit der Stange einer Platte zu verbinden, durch welche das Schürloch auf der Seite des Feuerraums geöffnet und verschlossen wird, indem alsdann beim Schüren erwärmte Luft in den Fuchs oder in die Esse des Ofens gelangen muß, welche die aus dem frischen Brennmaterial sich entwickelnden kohlenwasserstoffhaltigen Gase verbrennt, während sie sonst als schwarzer Rauch in die Luft entweichen würden. Diese Registerplatte sollte man größer als das Thürloch machen, so daß dieselbe geschlossen werden kann, ohne dadurch die Oeffnung der Kanäle gänzlich zu verschließen.

Fig. 17, Taf. V, ist der Grundriß oder horizontale Durchschnitt eines hiernach construirten Puddelofens, und Fig. 18 ein Längendurchschnitt desselben.

a ist die Flügelthür, womit der obere Theil des Aschenkastens verschlossen wird. b bezeichnet die Luftkammer, aus welcher erhitzte Luft in den Feuerraum über dem Rost gelangt. Dieser Luftbehälter steht in freier Verbindung sowohl mit dem Aschenkasten, als mit der hohlen Feuerbrücke und den hohlen Seitenwänden des Arbeitsraumes. c ist eine Klappe, um die mit d, d bezeichneten, unter und an den Seiten der Fuchsbrücke befindlichen Luftkammern (welche mit Oeffnungen h, h in den Seitenwänden des Fuchses in Verbindung stehen) zu verschließen. e ist die mit der Klappe c verbundene Stange, um den Verschluß oder das Oeffnen derselben bewirken zu können. f ist ein das Schürloch verschließender Schieber, g ein Hebel, mittelst dessen der Schieber f und die Klappe o zugleich geöffnet und geschlossen werden können.

Ueber die Stabeisenerzeugung in Oberschlesien handelt der königl. Oberhütteninspector Wachler in der folgenden kleinen Schrift: „Betrachtungen über die jetzige Lage der Stabeisenerzeugung in Oberschlesien.“ Oppeln, 1858; wir verweisen jedoch darauf.

Denselben Gegenstand bespricht auch Hütteninspector Scharf in der Preuß. Zeitschrift V, B 104, und theilen wir daraus das Nachstehende mit: — Für die Frischfeuer und für die ganze Verarbeitung des Stabeisens bei Holzkohlen gilt dasselbe, was schon

oben über den Holzkohlenofenbetrieb gesagt worden ist, daß nämlich auch hierin eine weitere Vervollkommnung kaum noch möglich zu sein scheint. Dagegen sind im Betriebe und in der Technik der Puddel- und Walzhütten in den letzten fünf Jahren recht wesentliche Fortschritte gemacht worden, so in der Darstellung des stahlartigen und des Feinkorneisens in den Puddelöfen, in der Bewältigung größerer Eisenmassen zu einem einzigen Stücke, in der saubern und sichern Ausführung aller Arten façonnirten Eisens, der Eisenbahnaxen, Tyres, Bahnschienen und sonstigen Bahnutensilien, sowie endlich in der Fabrikation der stärksten Sorten Rund-, Quadrat- und Flacheisen. Bekanntlich erleidet das sehnige und langfasrige Eisen durch fortwährende Stöße und Erschütterungen, ähnlich wie durch das Schmieden in kaltem Zustande, eine für seine Festigkeit und Haltbarkeit sehr nachtheilige Molecularveränderung, und geht in sprödes krystallinisch-körniges Eisen über. Dies hat hauptsächlich bei dem Betriebe der Eisenbahnen, bei denen früher meist nur feinsehniges, zähes Eisen zu Axen, Radreifen, Laschen ꝛc. verwendet wurde, nicht allein zu mancherlei Unglücksfällen Veranlassung gegeben, sondern auch durch die schnelle Abnutzung der betreffenden Eisentheile große Kosten und Unbequemlichkeiten herbeigeführt. Man war daher schon längst darauf bedacht, die Eisenbahnutensilien, welche einer anhaltenden Torsion und einer großen Abnutzung ausgesetzt sind, aus Stahl anfertigen zu lassen, wurde aber durch die bisherigen hohen Preise der bessern Stahlsorten, welche nothwendig mit der vermehrten Nachfrage noch mehr steigen mußten, daran verhindert. Die Folge hiervon war, daß man anfing, in den Puddelöfen eine geringe Sorte Stahl und stahlartiges Eisen, das sogenannte Feinkorneisen, zu erzeugen. Letzteres Product, welches, vermöge seiner Gleichartigkeit, seiner Festigkeit und Härte dem bessern Stahl sehr nahe stehend, gleichsam ein Mittelglied zwischen Stahl und Stabeisen bildet, ist gegenwärtig für alle größern Puddelhütten zu einem Artikel von höchster Wichtigkeit geworden, indem der Bedarf an Eisenbahnutensilien, welche sämmtlich aus Korneisen gefertigt werden müssen, mit der größern Ausdehnung derselben stetig fortwächst.

In Schlesien kannte man die vorzüglichen Eigenschaften des Korneisens zwar schon längst bei den alten Frischfeuern; dasselbe wurde aber dort immer nur in geringer Menge für besondere Zwecke fabricirt, weil vorzugsweise nur das sehnige Eisen im Handel, wie noch heutigen Tages, Absatz fand. Erst seit 4—5 Jahren fing man in Schlesien nach dem Vorgange anderer Provinzen an, auf den

größern Puddelhütten Feinkorneisen zu fabriciren. Erwägt man die großen Schwierigkeiten, mit welchen die Darstellung des Feinkorneisens in den Puddelöfen überhaupt und besonders dann verbunden ist, wenn die wenigen hierzu tauglichen Roheisenarten entweder gar nicht, oder doch nur in sehr geringer Menge zu Gebote stehen, wie es in Oberschlesien der Fall ist, so kann man der Intelligenz und der Betriebsamkeit der schlesischen Hüttenleute eine gerechte Anerkennung nicht versagen. Sie haben es in den wenigen Jahren in der Fabrikation des Feinkorneisens in den Puddelöfen zu einer solchen Sicherheit und Vollendung gebracht, daß das schlesische Korneisen den besten Fabrikaten des Rheinlands und Westphalens, denen ein weit geeigneteres Rohmaterial zu Gebote steht, gleichgestellt werden kann. Man prüfe nur mit einiger Aufmerksamkeit die reizenden Proben von Korneisen, welche die Minerva-Actiengesellschaft, die Laurahütte, die Piela- und auch die Alvenslebenhütte (in ihren Bahnschienenköpfen und Deckschienen) zu Breslau ausgestellt hatten, und man wird sicher unser Urtheil bestätigt finden. Ueberhaupt hat der Proceß des Puddelfrischens in der Neuzeit durch die allgemeine Anwendung geeigneter Zuschläge eine sichere Basis gewonnen und beginnt mit Hülfe derselben die Schwierigkeiten, welche sich seither noch der Verarbeitung geringerer Roheisensorten zu gutem Stabeisen entgegenstellten, immer erfolgreicher zu besiegen.

Massige Stücke, wie schwere geschmiedete Wellen und Platten, starkes Rund-, Quadrat- und Flacheisen, mußten früher unsere Maschinenwerkstätten für hohe Preise fast ausschließlich von auswärts beziehen. Daß man auch hierin in den letzten Jahren recht anerkennenswerthe Fortschritte gemacht hat, beweisen die gewichtigen von der Pielahütte ausgestellten Stücke der gewalzten starken Rund-, Quadrat- und Flacheisen dieser Hütte, sowie der Laurahütte. Allerdings fehlt es leider in Schlesien noch immer an tüchtigen Zeugschmieden für die Anfertigung schwerer und complicirter Stücke, doch kann deren Etablirung für die Folge wohl nicht ausbleiben, da sie sehr eng mit dem Interesse der größeren Maschinenwerkstätten verknüpft ist.

Beim Walzhüttenbetriebe ist noch, als in Schlesien neu eingeführt, das vor einigen Jahren auf der Pielahütte eingebaute Universalwalzwerk zu bezeichnen. Dasselbe besteht in der Hauptsache aus einem Paar glattgedrehter, horizontal liegender Walzen, hinter welchen in einer kleinen Entfernung ein Paar vertical stehender Walzen in der Art angebracht sind, daß das durch die horizontalen Walzen ergriffene Stück sofort auch die verticalen Walzen passiren muß, und

von diesen, ähnlich wie von den Seitenwänden eines Kalibers, den Seitendruck empfängt. Mit Hülfe dieses Walzwerks ist man im Stande, Flacheisen von beliebiger Breite (8 — 14 Zoll, daher der Name), je nachdem man die Verticalwalzen enger oder weiter auseinanderstellt, ziemlich scharf und vollkantig anzufertigen. Ursprünglich eine englische Erfindung, tauchten die Universalwalzwerke vor einigen Jahren zuerst in Westphalen auf. Noch mehr vervollkommnet, besonders in der Stellung der Verticalwalzen, dürften sie für die Folge für manche Hüttenwerke sehr nützlich sein, indem durch ihre Einführung viele Garnituren starker Flachwalzen entbehrlich werden. (S. Bd. I, S. 372.)

Minder belangreich, als in der Stabeisenfabrikation und bei dem Hohofenbetriebe sind die Fortschritte, welche in den letzten 5 Jahren in Schlesien in der Darstellung der starken Blechsorten, besonders der Kesselbleche, gemacht worden sind. Die jetzige Production an stärkern Blechen deckt kaum zur Hälfte den Bedarf der Provinz, welcher nothwendiger Weise mit der Ausdehnung des Bergwerks- und Hüttenbetriebes steigen muß. Wir besitzen bis jetzt in Schlesien nur drei Hütten, welche Kesselbleche fabriciren. Obenan mit der höchsten Production von jährlich ca. 15,000 Ctr. und ausgezeichnet durch tüchtige Leistungen und vorzügliches Fabrikat, steht die Pielahütte; ihr folgt die Falvahütte mit etwa 5—6000 Ctr. und dann das Kesselblechwalzwerk zu Rybnikerhammer, welches nur in Herden gefrischtes Materialeisen verarbeitet, mit etwa 2—3000 Ctr. jährlicher Production. Hoffnung auf eine baldige größere Entwickelung der Kesselblechfabrikation ist jedoch vorhanden; denn in einigen Monaten wird das noch im Ausbau befindliche Kesselblechwalzwerk der Königl. Alvenslebenhütte wenigstens theilweise in Betrieb kommen; auch wird die Laurahütte ihr großartig angelegtes Kesselblechwalzwerk nicht lange mehr unbenutzt lassen.

Die schlesische Sturzblechfabrikation erfreut sich dagegen seit langen Jahren schon eines ausgezeichneten Rufes. Sind auch in diesem Zweige wesentliche Fortschritte nicht zu berichten, und wohl auch nach Lage der Dinge kaum noch möglich, so hat sie sich doch ihren guten Ruf in der Neuzeit unverkümmert erhalten, und es sind die schlesischen Bleche selbst in andern Provinzen noch immer eine sehr gesuchte Waare.

Ueber das Flammofenfrischen mit Holzgasen bringt der „Berggeist“ 1858, Nr. 13, einige wichtige Bemerkungen, aus denen wir hier Nachstehendes aufführen.

Als Stabeisenhütten, welche schon seit Jahren das Flammofenfrischen mit Holzgasen betreiben, können wir die folgenden anführen: Liswenskoi Sawod im Ural, Brézowa in Ungarn, Nadrag im Temeser Banate, Lippitzbach in Kärnthen, Neuberg in Ober-Steyermark, Neuhütten in Böhmen, Heinrichs bei Suhl, Unterkochen in Württemberg, Thiergarten in Hohenzollern-Sigmaringen u. a. m., während noch viele andere Stabeisenhütten mit Gasen aus Torf, Steinkohlen und Braunkohlen arbeiten.

Die Gaspuddelöfen haben meist dieselbe Einrichtung des Herdes, wie die gewöhnlichen Puddelöfen. Statt des Windofens sind sie jedoch mit einem Generator versehen, in welchem aus gedörrten Holze die brennbaren Gase theils durch natürlichen Luftzug, theils durch Einblasen von Wind erzeugt werden. Diese brennbaren Gase streichen über die Feuerbrücke, wo erhitzter Gebläsewind in sie hineingeblasen wird, wodurch sie sich entzünden, als Stichflamme in den Puddelherd. Vor dem Puddelherde pflegt dann noch ein kleiner Vorglühherd und ein Windwärmeapparat angebracht zu sein, um das Roheisen vor dem Verpuddeln anzuwärmen und die Gebläseluft durch die abziehende Flamme zu erhitzen, ehe sie in die Esse tritt. Zuweilen hat die abziehende Flamme noch einen Dampfkessel zu heizen, ehe sie ins Freie gelangt. Die Dimensionen der Puddelherde sind verschieden: die einfachen haben eine Arbeitsthür und können nur eine Charge von 4—5 Ctr. fassen, während die doppelten Oefen mit zwei gegenüberliegenden Arbeitsthüren versehen sind und einen Einsatz von 9—10 Ctr. aufnehmen.

Die Arbeit des Flammofenfrischens läßt sich in 4 Perioden theilen, nämlich das Einschmelzen, das Schäumen, das Aufbrechen und das Luppenmachen.

Soll ein Satz von 4—5 oder 9—10 Ctr. Roheisen verpuddelt werden, so wirft man zuerst etwa 8—10 Schaufeln Walz- und Hammersinter oder gutartige Garschlacke auf den Frischherd, namentlich in die Ecken und an die Feuerbrücke, worauf man den Satz glühenden Roheisens in der Nähe der Feuerbrücke auf den Herd setzt, und nun zum raschen Einschmelzen eine starke stechende Flamme giebt. Nach einiger Zeit wird das Eisen hellglühend und heiß und läßt sich ziemlich leicht mit der Brechstange zerdrücken, wodurch das Einschmelzen befördert wird; jedoch muß darauf gesehen werden, daß dieses gleichmäßig geschieht, und sich auf der Herdsohle und den Seiten keine Sauen festsetzen. Ist nun der Satz eingeschmolzen, so muß

mit der Krücke fleißig durchgerührt werden, indem jetzt unter dem Einflusse der Luft und der garenden Zustände das Schäumen eintritt. Die ganze Eisenmasse kocht und schäumt hoch auf, wobei viele blaue Flämmchen durchbrechen, und ein Theil der Schlacke durch die Arbeitsthür abfließt, indem sie den größten Theil der Unreinigkeiten des Roheisens mit sich fort nimmt. Während dieser ganzen Periode, welche gewöhnlich 15—20 Minuten dauert, muß tüchtig gerührt werden, indem jetzt von der fleißigen Arbeit die Güte des Eisens abhängt. Gegen Ende des Schäumens zeigen sich auf der Oberfläche des Schäumens eine Menge kleine, hellaufglühende Spitzchen, die gebildeten Eisenkörnchen, welche bald anfangen sich wie Schnee zu kleinen Klümpchen zusammenzuballen; von diesem Augenblicke an wird ein Ueberschuß von Gebläsewind gegeben, und nun beginnt das Aufbrechen mit der Brechstange und dem Haken. Zuerst muß darauf gesehen werden, daß die Bildung größerer Klumpen oder Brocken vermieden wird, daß aber durch sorgfältiges Wenden der Eisenmasse der Boden warm erhalten bleibt. Ist endlich die Gare so weit vorgeschritten, daß alles Eisen eine zusammenhängende Masse bildet, welche die Schlacken wie ein Schwamm aufgesogen hat, so schreitet man zum Luppenmachen, indem man die Eisenmasse mit der Brechstange in so viele Stücke zertheilt, als man Luppen haben will. Beim Ballen der Luppen ist darauf zu sehen, daß die obere Partie der Eisenmasse, welche in der Gare am weitesten vorgeschritten ist, in die Mitte der Luppe kommt, indem das Eisen hierdurch eine gleichförmigere Sehne erhält. Die Luppe wird dann unter einem kräftigen Hammer gezängt und gestaucht und kann, wenn sie noch eine gute Kernhitze besitzt und noch einmal nachgewärmt ist, sofort zusammengeschlagen und zu fertigem Grobeisen ausgewalzt werden. Bei guter Führung der Arbeit ist das so erhaltene Eisen vollständig weich und sehnig und zeigt auf dem Bruche keine rohen körnigen Theile. Dieses ist in wenigen Worten die Manipulation des Flammofenfrischens mit Holzgasen.

Zu dieser Art des Frischens eignen sich alle Sorten von Eisen, jedoch weißes und halbirtes Roheisen besser als graues, weil sie garschmelziger sind. Ein jeder Satz pflegt $2\frac{1}{2}$—3 Stunden Zeit fortzunehmen, so daß täglich, incl. der Ofenreparaturen, 8 Chargen gemacht und pro Ofen 40—80 Ctr. Roheisen verfrischt werden können. Hierbei beträgt der Verbrauch an Scheitholz pro 100 Pfd. Luppeneisen

zu Thiergarten	7	Cubikf.	mit	Zwischenräumen,
„ Neuberg	5	„	ohne	„
„ Neuhütten	6	„	ohne	„
„ Brézowa	7 ½	„	mit	„
„ Nadrag	6	„	ohne	„
„ Liswenskoi	7	„	mit	„

während der Eisenverbrand je nach der Qualität des verfrischten Roheisens von 5—8 Proc. steigt. Die für einen Doppelofen erforderliche Windmenge ist circa 500 Cubikf., für einen einfachen etwa 300 Cubf., von 6—12 Zoll Wasserpressung in der Minute. Vergleicht man die Resultate des Flammofenfrischens mit Holzgasen selbst mit der besten Holzkohlenfrischerei, z. B. der Lancashireschmiede, so ergiebt sich, daß diese auf 100 Pfd. Luppeneisen wenigstens 11 Cubf. Holzkohlen oder den Volumenverlust des Holzes beim Verkohlen zu 50 % gerechnet, 22 Cubf. Holz, während jene höchstens 8 Cubf. Holz oder 63 Procent weniger Brennmaterial verbraucht. Rechnet man 1 Klafter Holz von 108 Cubf. loco Hütte zu 6 Thlr. preuß., so kostet jeder Cubikfuß 1 Sgr. 8 Pf. und berechnet man 1 Cubf. Holzkohlen mit 3 Sgr. loco Hütte, so ergiebt sich als Geldwerth für das Brennmaterial bei der Erzeugung von 100 Pf. Luppeneisen im Frischherde 33 Sgr., im Gasflammofen 13⅓ Sgr., also eine Ersparniß von 19⅔ Sgr. Nimmt man die wöchentliche Erzeugung eines einfachen Gasflammofens an Luppeneisen zu nur 250 Ctr., à 100 Pfd., also so hoch an wie die Erzeugung von 2 gut betriebenen Frischfeuern, so beträgt die Ersparniß an Brennmaterial allein wöchentlich 163⅓ Thlr., oder in 40 Betriebswochen, jährlich über 6500 Thaler. — Bedenkt man ferner, daß beim Flammofenfrischen die Arbeiter auch selbst mehr leisten, als beim Herdfrischen, daß also auch noch in dieser Beziehung an Arbeitslohn gespart wird, so kann den bisherigen Frischhütten mit Holzkohlenbetrieb die Abwerfung der Herde und die Einführung des Holzgasfrischens in gut construirten Flammöfen nicht dringend genug empfohlen werden.

Zu der in Bd. I, S. 305, mitgetheilten Analyse des Puddelprocesses von den Engländern Crace Calvert und Johnson macht Oberbergingenieur Gruner in St. Etienne in dem Bul. de la Soc. de l'Ind. min. III, 467, und Allg. berg- und hüttenm. Zeitung 1859, Nr. 1, folgende Bemerkungen:

„Eine der größten Schwierigkeiten bei analytischen Untersuchungen dieser Art besteht darin, sich Stücke zu verschaffen, welche

die mittlere Zusammensetzung der behandelten Substanzen haben. Bei dem in Frage stehenden Beispiele darf man annehmen, daß das ursprüngliche Roheisen, von welchem man zwei verschiedene Stücke untersucht hat, im Wesentlichen die von der Analyse angegebene mittlere Zusammensetzung hatte; offenbar läßt sich aber von den Proben, die zu verschiedenen Zeiten des Processes aus dem Puddelofen genommen worden sind, nicht dasselbe sagen. — Die Proben Nr. 1 und 2 wurden aus dem Ofen geschöpft, ehe noch die Charge vollständig eingeschmolzen war. Dieser Umstand erklärt die anscheinende Anomalie eines Roheisens, dessen Kohlenstoffgehalt durch das Schmelzen zunimmt. Offenbar ist im Moment des Schmelzens der Kohlenstoff sehr ungleich vertheilt, denn die relative Steigerung läßt sich nur durch die theilweise Verschlackung des Eisens und des Siliciums erklären. Da nun der am meisten gekohlte Theil leichter und flüssiger ist, so schwimmt er oben auf, während die noch nicht geschmolzenen oder kaum erweichten Theile auf der Ofensohle liegen bleiben. — Bei Ausführung von Untersuchungen dieser Art ist es stets besser, mehrere gleichzeitig, von verschiedenen Punkten des Ofens genommene Proben zu analysiren, als diese Arbeit mit einem Stück zweimal zu wiederholen."

Dennoch folgt aus diesen ersten Analysen, daß sich das Silicium im Puddelofen weit leichter oxydirt, als der Kohlenstoff, und zwar ohne Zweifel wegen der mächtigen Affinität der Kieselerde zum Eisenoxyde. Dieses Resultat beweist, daß man recht gut den Feineisenproceß weglassen und selbst sehr siliciumreiches Roheisen direct verpuddeln kann. — Man kann endlich daraus folgern, daß in einem verschlossenen Flammofen der Kohlenstoff des Roheisens sich unter dem alleinigen Einfluß der Herdgase sehr wenig oxydirt, sondern daß die Hülfe der reichen Eisenschlacke nothwendig ist.

Die Erfahrung der Schlacken- oder Koch-Puddelöfen sowohl beim Eisen- als Stahlpuddelproceß scheint selbst zu zeigen, daß die Verwandtschaft des Kohlenstoffes für das Eisen mit der Temperatur weit schneller steigt, als die des Sauerstoffes für den Kohlenstoff; denn bekanntlich ist beim Stahlpuddeln eine hohe Temperatur wesentliche Bedingung.

Die Verfasser der genannten Abhandlung schreiben das Aufkochen des Roheisens im Moment des Umrührens der Austreibung des Kohlenstoffes zu und gründen ihre Meinung auf die Erfahrung, daß, wenn man ein Stück Stabeisen in ein aufkochendes, kohlenstoffreiches Roheisen steckt, man es mit Roheisen und Graphitblättchen überzogen

herauszieht. Es erklärt sich aber diese Erfahrung ganz natürlich durch die allen Hohöfnern bekannte Thatsache, daß das Roheisen in dem Maße, als es sich abkühlt, den Kohlenstoff als Graphit austreibt. — Man weiß, daß das Eisen durch Affinität oder einfache Lösung, was ganz gleichgültig ist, ein um so bedeutenderes Verhältniß von Kohlenstoff absorbirt, je höher die Temperatur ist. Auch dies beweist, wie schon bemerkt, die Nothwendigkeit einer hohen Temperatur beim Stahlpuddeln.

Taucht man ein Stück Stabeisen in flüssiges Roheisen, so wird das umgebende Metall abgekühlt und ein Theil des Kohlenstoffes gefällt. In den Puddelöfen kommt aber eine solche Erscheinung nicht vor. Entsteht im Moment des Puddelns oder Rührens eine geringe Abkühlung, so verschwindet der Kohlenstoff, weniger durch einfaches Ausstoßen, als durch die bekannte Reaction der reichen Schlacke auf das Eisencarburet. Das Aufkochen rührt bekanntlich von dem sich im Innern der flüssigen Masse durch diese Reaction selbst bildenden Kohlenoxyd her.

Das Stück Nr. 5, 1 Stunde 35 Minuten nach dem Anfange der Operation genommen, ist in Wahrheit Stahl, und wenn in diesem Moment eine sehr hohe Temperatur und das Vorhandensein von Mangan die Abscheidung der Schlacken dadurch erleichterten, daß man sie sehr flüssig machte, so würde man körniges Eisen erhalten. Man muß aber alsdann schnell verfahren, jeden Zutritt der Luft abschließen und die Luppe unter einer Decke nicht oxydirender Schlacke vollenden. Puddelt man dagegen auf Eisen, und läßt das Register mehr oder weniger offen, wie bei dem vorliegenden Proceß, so vermindert sich der Kohlegehalt schnell von Minute zu Minute.

Von 1 St. 35 M. bis 1 St. 40 M. geht er von 1,647 Proc. auf 1,206 Proc. herab.

Bei 1 St. 45 M. vom Beginn der Arbeit beträgt er 0,963 und bei 1 St. 50 M. 0,772 Proc.

Dies ist der Moment, in welchem die Luppen vollendet werden.

Der Kohlenstoff vermindert sich auch noch beim Zängen und während des Herausnehmens der Luppen aus dem Ofen, denn die Rohschienen enthalten nur 0,30 Proc.

Das Ausschweißen in der Weißglühhitze endlich vollendet die Entkohlung, da das im Handel vorkommende Eisen nur 0,111 Proc. Kohlenstoff enthält.

Es muß übrigens bemerkt werden, daß dieses Eisen (Eisendraht) Silicium, Schwefel und Phosphor in solchen Verhältnissen enthält,

daß diese Einmischungen mit dem Kohlenstoffe 0,410 Proc. betragen.

In Beziehung auf die Schlackenmasse müssen wir noch Folgendes bemerken: das Verhältniß des Schwefels scheint übertrieben in Beziehung auf den Schwefelgehalt des Roheisens, und das Verhältniß des Mangans stimmt durchaus nicht mit den Spuren dieser Substanz in dem Roheisen überein. — Es muß hier ein Irrthum obwalten, oder es muß zur Erleichterung des Puddelns Manganoxyd oder manganhaltiger Hammerschlag zugeschlagen sein; ein Umstand, worüber jedoch die Abhandlung nichts sagt.

Dampfhämmer. — Eine vergleichende Uebersicht verschiedener Systeme derselben hat der Belgische Bergingenieur L. Perard in der Revue universelle, Bd. III, S. 112 ff. mit vielen Abbildungen mitgetheilt, jedoch können wir nur darauf verweisen.

Ein Dampfhammer von 160 Ctr. Gewicht, gebaut von der Gesellschaft Cavé in Paris, ist in Armengaud's Génie industriel, Juni 1858, und daraus im Polytechn. Centralbl., 1858, Nr. 20, beschrieben; wir theilen die Beschreibung hier mit.

Die Erbauer haben dem Kolben des Dampfcylinders 2,4 Meter Hub gegeben, wodurch der große Hammer außerordentlich große Dimensionen erhält; die Gesammthöhe vom Boden bis zum Cylinderdeckel beträgt 12,57 Meter. Die Construction des Hammers ist sehr einfach; die Steuerung wird, wie bei allen aus den Cavé'schen Werkstätten hervorgehenden Hämmern, mit der Hand bewirkt.

Fig. 19, Taf. V, zeigt den Verticaldurchschnitt durch die Axe des Cylinders und die Ventilkammer, Fig. 20 die Seitenansicht, Fig. 21 in vergrößertem Maßstabe einen Durchschnitt des zweisitzigen Ventils für die Einführung des Dampfes in den Cylinder, Fig. 22 ein Detail der Sicherheitsventile. Der Hammerkopf besteht aus einem schweren gußeisernen Stück A, in welches vermittelst einer Schwalbenschwanzverbindung und der leicht lösbaren Keile a die Bahn B eingelassen ist. Er geht zwischen zwei Führungen b, die an einem gußeisernen Gestelle D des Dampfhammers befestigt sind. Auf diesem Gestelle liegt, durch Schrauben mit versenkten Köpfen mit ihm verbunden, die starke in einem Stücke gegossene Platte E, in deren Mitte wieder der Sockel S des Dampfcylinders G befestigt ist. Dieser Cylinder hat vier starke Rippen und ist mit einem Hut G′ überdeckt, welcher durch einen Deckel geschlossen ist und vermittelst eines kurzen Ansatzrohrs mit der Kammer C der Sicherheitsventile s und s′ in Verbindung steht.

Der Sockel S ist mit einer langen Stopfbüchse d für den Durchgang der Kolbenstange FP versehen, welche unten konisch geformt und durch einen Keil e mit dem Hammerkopf A verbunden ist. Zwei Kanäle i im Sockel S vermitteln die Verbindung zwischen der Ventilkammer I (Fig. 19 und 21) und dem untern Theile des Cylinders. Der eine der Kanäle i führt den frischen Dampf in den Cylinder und durch den andern entweicht der benutzte Dampf aus dem Cylinder. Die beiden Steuerungsventile, das Eintrittsventil gg′ und das Austrittsventil, liegen neben einander, aber durch eine gußeiserne Scheidewand von einander getrennt, in der Ventilkammer I. Ein Rohr t führt den Dampf aus dem Kessel in die linke Abtheilung (Fig. 20) der Kammer und ein Rohr t′ führt den Dampf aus der rechten Abtheilung derselben in die Atmosphäre. Die beiden Ventile sind so construirt, wie Fig. 3 zeigt; nur ist zur Erleichterung des Dampfaustritts das Austrittsventil etwas größer als das Eintrittsventil. Ihre Stangen sind an eine horizontale Axe j angeschlossen, und diese ist mit einer Stange M verbunden, an welche unten ein Handhebel M′ angesetzt ist. Vermittelst dieses Handhebels regiert der Arbeiter gleichzeitig beide Ventile. Durch Niederdrücken desselben öffnet er das Eintrittsventil, der Dampf tritt in den Cylinder und hebt den Kolben mit dem Hammerkopf; durch Heben desselben schließt er das Eintrittsventil und öffnet das Austrittsventil, der Dampf tritt durch das letztere sowohl, als durch die Sicherheitsventile g und g′ aus, und Hammer und Kolben gehen vermöge ihres eigenen Gewichts nieder.

Ein anderer Handhebel dient zum augenblicklichen Anhalten des Hammers. Dieser Hebel wirkt vermittelst der Stangen n und n′ und des zwischen ihnen liegenden Winkelhebels auf einen Keil o, welcher in entsprechend geformte Einschnitte an der Außenfläche des Hammerkopfes paßt, so daß der Arbeiter in den Stand gesetzt ist, den Hammer in einer beliebigen Höhe über dem Ambos in Ruhe zu erhalten.

Die Schabotte des Hammers wiegt ungefähr 72,000 Kilogr. und ist in Indret selbst gegossen. Sie hat das eigenthümliche Schicksal gehabt, daß sie nach 35 Tagen, nachdem sie gegossen war, in zwei ziemlich gleich große Stücke zerspalten ist, ohne in Gebrauch gekommen zu sein. Man hat die beiden Stücke durch zwei heiß aufgelegte, eiserne Bänder, von denen das obere 10 Centimeter und das untere 15 Centimeter Seitenlänge im Querschnitte hat, mit einander verbunden. Diese Reparatur hat sich als vollkommen zweckmäßig er-

wiesen; denn es ist im Laufe der zwei Jahre, seit welchen der Hammer im Betriebe ist, auch nicht die geringste Störung vorgekommen.

Gewicht der hauptsächlichsten Theile des Hammers.

	Kilogr.
Dampfcylinder	8000
Sockel u. Fundamentplatte d. Cylinders	10000
Gewüst	56000
Kolben	1185
Hammerkopf	6820
Ventilkammer und Ventile . . .	465
Aeußere Steuerung	355
Acht Schrauben und Muttern zur Befestigung des Gestelles . . .	1030
Verschiedene Schrauben u. Muttern	370
Summa	84225
Hierzu:	
Gewicht der gußeisernen Schabotte .	72000
" des 1. schmiedeeis. Amboses	2500
" " 2. "	3000
Gesammtgewicht	161725

	Fres.
Verkaufspreis d. vollständigen Hammers ohne Schabotte und Ambose	64000
Transport in Verpackung	6500
Summa	70500

Sonach kostet das Kilogr. nahe 84 Centimes.

Ueber die Dampfhämmer bemerkte H. Schwarzkopf in einer Sitzung des Vereins für Eisenbahnkunde in Berlin, daß bei der ältesten Construction der Nasmyth'schen durch die hohe Lage des Cylinders die Erschütterungen in nachtheiliger Weise auf das Rammgerüst übertragen werden und die Kolbenstange, an deren Ende sich der Hammer befindet, öfters zerbreche. Ist gleich bei dem Condie-schen Hammer dieser Uebelstand dadurch vermieden, daß der den Hammer bildende Cylinder sehr tief im Gestelle liegt, so ist doch die Kolbenstange, behufs Zuleitung des Dampfes, röhrenförmig, ein noch größerer Nachtheil. Die seit 5 Jahren im Gebrauche stehende

Daelen'sche Construction, bei welcher der Cylinder den Hammer bildet, soll sich insbesondere bei Anwendung Wilson'scher Entlastungsschieber als die vorzüglichere bewährt haben. Das Gewicht der Dampfhämmer variirt von 9 Pfd. bis 600 Ctr.

Ueber die Construction der Walzwerke und ihre Verwendung zur Stabeisenfabrikation ist kürzlich zu Verviers eine kleine Schrift in französischer Sprache von 18 Octavseiten und mit 7 Tafeln von dem Belgischen Hüttendirector Henvaux erschienen (s. die Literatur). — Der wesentliche Inhalt dieser sehr wichtigen Schrift ist folgender: 1. Theoretische und praktische Darstellung der Bewegungsübertragung durch Räderwerk und durch unmittelbar wirkende Maschinen in den hauptsächlichsten Werken Belgiens, Preußens ꝛc.; Darstellung der Mängel und Fehler, sowie der vielen, durch die erstern herbeigeführten Unfälle, der Nachtheile der letzteren. — 2. Beschreibung des vollkommensten Systems in Beziehung auf Festigkeit und eine gute Wirkung aller Theile. Anwendung desselben auf jeden Fabrikationszweig in einer großen Hütte. — 3. Beschreibung eines sehr dauerhaften und keine Brüche veranlassenden Räderwerks. — 4. Beschreibung eines neuen Systems von Walzen, die nicht brechen. — 5. Neues Verfahren beim Abdrehen der Walzen ovalen Kalibers für feines Rundeisen von 4—15 Millim. — 6. Einfacher Apparat zum Ueberheben großer und schwerer Packete und Bleche über die oberste Walze. — 7. Classification der gußeisernen Maschinentheile, welche in die Construction der Walzwerke eingehen und zu dessen Material verwendet werden. — Die Schrift ist eine rein praktische und enthält die Erfahrungen eines gewiegten Eisenhüttenbetriebsmannes, die man in den bekannten eisenhüttenmännischen Werken nicht findet. — Der Preis des Originals ist unverhältnißmäßig hoch. Es hat daher der Verfasser eine wohlfeile Bearbeitung davon bewerkstelligt, die gleichzeitig mit diesem Werke erscheinen wird, auf die er um so mehr verweist, da sie leicht zugänglich ist.

Eine Verbesserung von Walzwerken hat W. E. Newton in London in dem Repertory of Patent Inventions und daraus im Polytechn. Journal, Bd. 150, S. 337, beschrieben. Es bezieht sich diese Erfindung auf eine Methode, die Hälse der zum Walzen dienenden Walzen so viel als möglich auf derselben Temperatur zu erhalten, wie den Körper der Walzen, wenn die Metalle im heißen Zustande gewalzt werden, und zugleich die erhitzten Hälse zu schmieren.

Das Verfahren besteht im Benetzen der Hälse mit heißem Wasser,

wodurch dieselben der Temperatur der durch den Contact mit dem rothglühenden Metall erhitzten Walzen möglichst nahe gebracht werden. Auf diese Weise werden die Walzen gegen den Bruch an der Verbindungsstelle der Hälse mit dem Walzenkörper gesichert, und die Hälse selbst zugleich wirksam geschmiert.

Beim Auswalzen von Schmiedeeisen, insbesondere von Eisenblech aller Art, welches zur Erleichterung der Operation in heißem Zustande gewalzt werden muß, ist es gebräuchlich, die Arbeit zeitweise einzustellen und die Walzen abkühlen zu lassen, weil der Betrieb der Walzen in heißem Zustande zu großen Kraftaufwand erfordert. Da bei dem großen Drucke, welchen die Walzen während der Operation auszuhalten haben, das Fett nicht als Schmiermittel für die Hälse angewendet werden kann, weil es durch die von dem Walzenkörper und in Folge der Reibung aufgenommene Hitze verbrennen würde, so benutzt man zu diesem Zweck gewöhnlich kaltes Wasser; die Anwendung von kaltem Wasser ist aber die Ursache, warum die Hälse bei dem großen Drucke des Blechwalzwerkes abbrechen; denn der Hals ist verhältnißmäßig kalt, während der Walzenkörper noch heiß ist, und dadurch entsteht eine Reaction in den Metalltheilchen an der Vereinigungsstelle des Halses mit der Walze, und in deren Folge die Neigung abzubrechen. Man hat auch ohne erheblichen Erfolg versucht, diesem Uebelstande durch Anwendung von wenig kaltem Wasser in Verbindung mit einem fettigen Schmiermittel vorzubeugen.

Fig. 23 stellt ein Paar Blechwalzen in der Frontansicht und Fig. 24 in der Endansicht dar.

Fig. 25 ist der Durchschnitt eines der Gestelle, worin die Walzen arbeiten.

Fig. 26 ist eine besondere Ansicht einer der Walzen.

Die Construction des Walzwerkes an sich bietet nichts Neues dar.

AA ist das Gestell, worin die Walzen BB laufen, und das, wie Fig. 24 zeigt, mit Lagerbüchsen cd und ee versehen ist. Die obere Büchse d ist in das Querstück m eingefügt und letzteres auf die in Fig. 25 dargestellte Weise in das Gestell befestigt. ff und gg sind Stellschrauben und Handhaben, um die Walzen BB auf erforderlichen Abstand reguliren zu können. Die Triebkraft läßt man auf das Ende einer der Walzen wirken; die andere Walze dreht sich vermöge der Reibung, welche durch die Berührung der Oberfläche beider Walzen und durch das im Auswalzen begriffene Metall erzeugt wird. hh ist eine Röhre, welche oberhalb der Bodenplatte ss und unter der untern

Walze hinläuft. Von dieser Röhre gehen Seitenröhren kk, die mit Regulirungshähnen versehen sind, in die Höhe. Die umgebogenen Enden dieser Röhren erstrecken sich über die Hälse der obern Walze und sind mit Löchern durchbohrt, aus welchen, wie w Fig. 24 zeigt, heißes Wasser auf die Hälse fließt. Das von irgend einem Erwärmungsapparate herbeigeleitete Wasser, dessen Quantität mittelst des Hahns J regulirt wird, fließt von den Hälsen der oberen Walzen auf die der untern, und bringt an diesen die gleiche Wirkung hervor.

Bei der gewöhnlichen Methode, die Walzen zu schmieren, tritt, wie bereits bemerkt wurde, an den Stellen R, Fig. 26, eine Reaction der Metalltheilchen ein, indem an den Hälsen eine Zusammenziehung stattfindet, während der heiße Walzenkörper B sich ausdehnt, und auf diese Weise wird die Verbindungsstelle der Hälse mit den Walzen zum Bruche geneigt. Die Anwendung von heißem Wasser beugt diesem Uebelstande vor, indem dadurch die Walze auf nahezu gleicher Temperatur mit ihren Hälsen erhalten wird. Zugleich dient dieses heiße Wasser als Schmiermittel, und bedarf der Zusatz nur 1/20 des bisher für die Walzenhälse angewendeten Schmiermaterials.

Ueber ein neues Walzwerk auf der Dowlaishütte in Südwales bemerkt das London Journal of Arts und daraus das Polytechn. Journal, Bd. 149, S. 99, das Nachstehende: Die Maschinen zum Betriebe dieses Walzwerks bestehen in einem Paar unter rechten Winkeln gekuppelter Hochdruckmaschinen. Die Dampfcylinder sind 45 Zoll weit, mit einem Kolbenzug von 10 Fuß, und es erfolgen 24 Doppelzüge in der Minute. Jeder Cylinder hat ein gemeinschaftliches Schieberventil von Messing, welches durch ein Excentrium an der Schwungradwelle bewegt wird. Die Expansionsventile sind haubenartig und werden durch einen Hebedaumen an der Welle betrieben, und zwar nach Zurücklegung von ungefähr einem Drittel des Kolbenzuges; bei schwerer Arbeit werden diese Ventile außer Betrieb gesetzt, so daß der Dampf mit ganzer Pressung wirken kann. Jede Maschine ist mit einem kleinen Schieberventil versehen, welches zur Handsteuerung beim Inbetriebsetzen und beim Umsteuern benutzt wird. Den Dampf liefern sechs Cornische Kessel, 44 Fuß lang und 7 Fuß weit, mit einer 4 Fuß weiten Röhre in jedem; das Kesselblech ist bestes 9/16 Zoll dickes Staffordshirer und das Gesammtgewicht beträgt 120 Tonnen. Das Gerüst unter der Dampfmaschine und dem Walzwerk besteht aus Gußeisen, in vier Linien, jede 75 Fuß lang, 12 Fuß hoch und 21 Zoll breit; das Ganze wiegt etwa 850 Tonnen.

Jeder Balancier ist in zwei Theilen gegossen, von denen jeder

etwa 17 Tonnen wiegt, so daß das Gesammtgewicht eines Balanciers beiläufig 37 Tonnen beträgt. Die beiden Balanciers ruhen auf acht Säulen von 24 Fuß Länge und 2½ Fuß Durchmesser, die auf der Sohle in hohen, dem Gerüst angegossenen Wangen befestigt sind. Auf den Capitälen von je 4 Säulen liegt eine große und schwere Platte, auf welcher die Zapfenlager des Balanciers befestigt sind. Die Säulen gehen durch Oeffnungen in jener Platte, welche an diesen Stellen mit 24 Zoll hohen Verstärkungen versehen ist. Diese Oeffnungen sind aufgebohrt, und die obern Enden der Säulen abgedreht, so daß beide genau in einander passen. Die Zapfenlager stehen in Klauen, welche auf den Platten angegossen sind, und wurden mit schmiedeeisernen Keilen darin befestigt. Die Bleuelstangen bestehen aus Eichenholz und sind mit Eisen garnirt.

Die Treibwelle besteht aus Gußeisen, und ist in den Zapfen 24 Zoll stark, die gußeiserne Schwungradwelle hat in den Zapfen 21 Zoll Durchmesser. Der Durchmesser das Treibrades beträgt 25 Fuß in der Theilungslinie, die Breite 27 Zoll und die Theilung 7 Zoll. Das Getriebe auf der Schwungradwelle hat 6 Fuß Durchmesser und die Zähne sind durch Scheiben, welche auf jeder Seite bis zu den obersten Punkten der Zähne gehen, verstärkt. Das Schwungrad auf der Schwungradswelle hat 21 Fuß Durchmesser, wiegt etwa 30 Tonnen und macht bis 100 Umläufe in der Minute. Rad und Gerüst sind mit trockenem Eichenholz und mit eisernen Keilen befestigt.

Die erwähnten Dampfmaschinen treiben ein Walzwerk, welches wöchentlich 1000 Tonnen Schienen zu verfertigen gestattet, ferner ein Puddelwalzgerüst, welches wöchentlich 700 Tonnen Rohschienen, und ein drittes Walzwerk, welches 200 Tonnen Stabeisen erzeugt. Zwei Zängewalzwerke, jedes mit drei hohen Walzen, und zwei Hämmer werden auch von denselben Maschinen betrieben, wogegen zur Bewegung der Sägen, der Durchschnitte, der Richt- und anderer kleinen Maschinen besondere Motoren benutzt werden.

Das Dach bedeckt einen 240 Fuß langen und 210 Fuß tiefen Raum; es hat 50 Fuß lange Träger und ist mit geripptem Blech gedeckt.

Schon seit langer Zeit hat man beim Auswalzen von Eisen in bedeutender Länge und Breite den Anforderungen der Ingenieure nicht zu genügen vermocht, so daß dieselben bei ihren Entwürfen sich häufig über den Mangel an Eisen von hinlänglichen Dimensionen beklagten. Lange und breite, dabei mäßig dicke Stäbe sind zu größern

Bauten häufig erforderlich. Nun ist es einleuchtend, daß ein Stab behufs schneller Vollendung nach zwei Richtungen gewalzt werden muß; lange und schwere Stäbe können aber nur mit einer sehr kräftigen Maschine bearbeitet werden. Beiden Anforderungen hat man hier entsprochen, einerseits durch das Zusammenwirken der zwei kräftigen Dampfmaschinen, andererseits durch Anwendung einer einfachen Vorrichtung zum Walzen in zwei Richtungen. Letztere enthält zwei Paar Walzen; das untere Walzenpaar wird von der Schwungradwelle wie gewöhnlich umgetrieben, und das obere Walzenpaar durch ein auf der Schwungradwelle angebrachtes Getriebepaar.

Eine hydrauliche Scheere für Brucheisen beschreibt der Engländer Little, nach dem London Journal im Polytechn. Centralblatt 1859, Nr. 1. — Bei der Verarbeitung von Brucheisen verursacht das Zertheilen großer Eisenmassen, z. B. der Tyres, Axen, Locomotivrahmen, Schienen ꝛc. in kleinere Stücke, die sich zum Eintragen in Oefen eignen, nicht unerhebliche Schwierigkeiten. Bei der Anwendung gewöhnlicher Scheeren muß man solche Theile erst in einem Schmiedefeuer glühend machen, und dies ist mit einem großen Verlust an Brennmaterial, Zeit und Arbeit, sowie mit entsprechendem Kostenaufwand verbunden. Die Maschinen, welche man bis jetzt zu diesem Zwecke angewendet hat, haben immer noch manche Uebelstände gehabt; entweder waren sie zu theuer, zu schwer, erforderten zu große Fundamente, oder sie kamen zu leicht aus der Ordnung, weil ihre beweglichen Theile sich zu schnell abnutzten oder dem Bruche zu sehr ausgesetzt waren. Das letztere ist namentlich bei den gewöhnlichen Hebelscheeren der Fall, welche so rasch gehen, daß kaum die gehörige Zeit bleibt, um vor dem Niedergange des Scheerblattes ein großes Stück Eisen bis in die Nähe der Drehaxe zu rücken. In Folge der schiefen Lage, welche die schneidende Kante des Scheerblattes gegen das Arbeitsstück hat, wird das letztere nach außen gedrängt, und dabei bricht nicht selten die Scheere ab, was leicht mit einer Verletzung des Arbeiters verbunden sein kann. Vorzüglich findet dies beim Rundeisen statt, oder wenn das zu zerschneidende Eisen angestrichen oder fettig ist. Ein anderer Umstand liegt darin, daß das Moment des Schwungrades dem plötzlichen Anhalten der gewöhnlichen, durch Kurbel oder Excentrik getriebenen Maschinen hinderlich ist.

Die meisten dieser Schwierigkeiten sind durch die im Folgenden zu beschreibende hydraulische Scheere von Eastwood gehoben. Dieselbe hat eine so große Festigkeit, daß die Gefahr eines Bruchs gar nicht vorhanden ist oder wenigstens sehr fern liegt. Große und un-

förmige Stücke Eisen können auf derselben zerschnitten werden, ohne den Arbeiter im Mindesten zu gefährden, weil die Scheere eine nur sehr geringe Bewegung macht und unter der beständigen Controle des Arbeiters steht, der sie vermittelst eines Verschlußhahnes in jedem Augenblicke und in jeder Stellung plötzlich zum Stillstand bringen kann.

Zwei Pumpen, jede von 7/8 Zoll engl. Maß Durchmesser und 3 Zoll Hub, setzen einen Preßkolben von 9 1/2 Zoll Durchmesser und 6 Zoll Hub in Bewegung. Die Maschine steht 2 Fuß 6 Zoll über dem Fußboden, und nimmt einschließlich des Raumes für die Pumpen eine Fläche von 11 Fuß 6 Zoll Länge und 2 Fuß 6 Zoll Breite, also etwa 30 Quadratfuß ein. Preßcylinder und Scheere liegen horizontal, damit kein Fundament gebraucht wird; nöthigenfalls kann die Maschine auch auf Räder gestellt werden. Sicherheit gegen zu starke Belastung der Maschine wird durch ein Sicherheitsventil an der Presse geboten. Da hiernach die Scheere sehr wenig über dem Fußboden liegt, so kann man die Tyres an der Längenseite der Maschine heranrollen, und an irgend einem Theile ihres Umfangs zwischen die Scheerblätter einschieben. Die Maschine macht 6 Schnitte in der Minute.

Die Pumpen liegen über dem Saugkasten und werden durch Excentriks an einer Schwungradwelle betrieben, die ihre Bewegung von dem gangbaren Zuge aus empfängt. Das bewegliche Scheerblatt liegt in der Fortsetzung des Preßkolbens; der Theil, in welchen es befestigt ist, ist viereckig und wird durch Führungsstücke unveränderlich in seiner Lage erhalten. Das feste Scheerblatt ist an einen Gestellbock angeschraubt, welcher mit dem Cylinder, den Gestellwänden und der Fundamentplatte aus einem Gußstück besteht. An die beiden Enden einer Querstange, welche an den Preßkolben angeschraubt ist, ist eine Kette angehängt, welche über zwei Leitrollen geht und durch ein Gewicht befestigt ist; dieselbe führt das bewegliche Scheerblatt und den Preßkolben in ihre ursprüngliche Stellung zurück, wenn die Verbindung zwischen den Pumpen und dem Preßcylinder durch Schließen des Hahns aufgehoben wird. Die Maschine wird dadurch in Gang gesetzt, daß man den Treibriemen auf die Festscheibe schiebt; regulirt oder plötzlich unterbrochen wird ihre Bewegung durch den Verschlußhahn.

Der Vortragende hat mit dieser Scheere in Eastwood's Werkstatt mehrere Versuche angestellt, um die Festigkeit des Schmiedeeisens gegen das Abschieren bei verschiedenen Dicken und verschiede-

nen Verhältnissen der Breite zur Dicke zu ermitteln, weil gerade diese Maschine durch den Druck gegen den Preßkolben eine genaue Messung der im Augenblicke des Durchschneidens angewendeten Kraft gestattet. Man bediente sich hierzu langer Pumpenschwengel, welche man durch Gewichte belastete; die Entfernung zwischen der Drehaxe derselben und der Pumpenstange betrug 3¼ Zoll und die zwischen der Drehaxe und dem Belastungspunkte ⅛ Zoll, woraus sich das Hebelverhältniß 1 : 24 ergiebt. Da nun der Querschnitt des Preßkolbens 111¾ Mal so groß als der der Pumpen war, so drückte die angeführte Last das 2682fache ihres Betrags aus. Alle Versuche wurden mit altem Schmiedeeisen von gleichförmiger Beschaffenheit gemacht und gaben folgende Resultate: von ½ und von 1 Zoll Durchmesser waren 36 und beziehentlich 69 Tonnen nothwendig, was einen durchschnittlichen Festigkeitscoëfficienten von 50400 Pfd. auf den Quadratzoll ergiebt. Ein zweizölliges Loch durch Stäbe von ½, 1 und 1½ Zoll erforderte 65, 132 und 186 Tonnen, woraus sich der Festigkeitscoëfficient auf 43456 Pfund, also 14 Proc. weniger, berechnet. Zum Abscheeren wurden Querschnitte von 3 Zoll und ½ Zoll, sowie 3 Zoll und 1 Zoll angewendet, die erhaltenen Festigkeitscoëfficienten betrugen 50848 und 48160 Pfund; dabei war es gleichgültig, ob die zu zerschneidenden Stücke flach oder auf der hohen Kante lagen.

Vergleicht man das Abscheeren der Querschnitte 3 × ½ und 3 × 1 Quadratzoll mit dem Durchstoßen einzölliger Löcher durch ½ und 1 Zoll starke Stäbe, so findet man, daß für ½ Zoll Dicke das Resultat in beiden Fällen fast das nämliche ist; die 1 Zoll dicken Stäbe brauchten zum Abscheeren etwa 5 Proc. weniger Kraft als zum Durchstoßen.

Bei den Versuchen über das Abscheeren wurden Scheeren mit parallelen Schneidkanten angewendet. Als man dieselben aber durch die gewöhnlichen Scheerblätter mit einer Neigung von 1 : 8 gegeneinander ersetzte, fand man die zum Abscheeren nöthige Kraft erheblich kleiner, und namentlich, wenn die Stücke flach aufgelegt wurden, wie dies gewöhnlich der Fall ist.

Die Festigkeitscoëfficienten pro Quadratzoll, welche hierbei gefunden wurden, sind in der nachfolgenden Tabelle zusammengestellt:

Querschnitt Zoll × Zoll	bei flach gelegten Stücken Pfund	bei hoch gelegten Stücken Pfund	Differenz in Procenten.
3 × 1 1/2	40768	45024	10
4 1/2 × 1 3/8	32032	40096	20
3 × 1	35168	47264	26
5 1/4 × 1 3/4	37408	50624	26
6 × 1 1/2	33600	41216	18.

Auch wurde noch ein Versuch angestellt über die Kraft, welche zum Abscheeren 1 3/4 Zoll dicker, harter Tyres erforderlich ist. Bei der Stellung auf der hohen Kante brauchte man 185 Tonnen, bei flacher Lage 99 Tonnen.

Zum Durchschneiden eines dreizölligen Stabes gewalzten Quadrateisens wurden 155 Tonnen gebraucht, und zum Durchschneiden eines gleich starken Stabes gehämmerten Quadrateisens 165 Tonnen.

Einen Blechglühofen mit Doppelherd hat der Hütteningenieur Johann Bazant in der Zeitschrift des österreich. Ingenieurvereins und daraus im Polytechn. Centralblatt, 1858, Nr. 21, beschrieben; wir theilen diese Beschreibung hier mit:

Bei der Fabrikation von Blechen ist es namentlich erforderlich: 1) eine große gleichmäßig erwärmte Herdfläche zur Verfügung zu haben; 2) das Ausglühen der fertig gewalzten Bleche in einem separaten Raum und nicht in dem eigentlichen Hauptherd vorzunehmen, weil dadurch die Herdsohle abgekühlt und der Betrieb auf wenigstens so lange Zeit gestört wird, als das Ausglühen der Bleche dauert, endlich 3) selbstverständlich die Oxydation des Eisens so viel als möglich zu vermeiden.

Um diesen Anforderungen entsprechen zu können, namentlich den beiden ersteren, lag der Gedanke am nächsten, zwei untereinander befindliche Herde anzubringen, so daß die Wärme aus dem Hauptherde sich in einen kleineren darunter befindlichen begeben und von da erst in die Esse entweichen könne. Dadurch wurden folgende Vortheile erreicht:

1) Eine möglichst große, durch die richtige Drückung des Hauptgewölbes gleichmäßig erwärmte Herdsohle, indem dieselbe durch die strahlende Wärme des unteren speciell zum Ausglühen der fertigen Bleche dienenden Nebenherdes erwärmt wird, und zwar an jenen Stellen, wo durch Oeffnen der Eintragethür die Sohle am meisten abgekühlt wird.

2) Durch die Anbringung des Nebenherdes nach unten wird die Herdsohle des oben liegenden schon deshalb besser erwärmt, weil die Flamme gezwungen wird, die Sohle des Ofens zu bestreichen und vom bei der Arbeitsthür erst durch den schlitzförmigen Fuchs nach unten in den Putzsack und von da über die Feuerbrücke in den kleinen Herd sich zu begeben, hier abermals sich gegen die Sohle zu senken, um durch den Fuchs in die Esse zu entweichen.

3) Ist die Abkühlung des unteren Herdes, der gleichsam der zweiten Einwirkung des Feuers ausgesetzt ist, bei weitem nicht so groß, als wenn derselbe oben nach allen Seiten frei gelegen wäre, indem er hier allenthalben gut umschlossen und auch das Gewölbe nicht frei ist.

4) Ist namentlich die Fabrikation beschleunigt, weil in dem über der Feuerbrücke am nächsten liegenden Theile des Hauptherdes die Stürze vorgewärmt werden und hier auch der stärksten Einwirkung des Feuers ausgesetzt sind, in dem vordern Theile aber den bereits ausgestürzten Platinen, zu dreien bis vieren geschichtet, hinlänglicher Raum geboten ist, um gleichmäßig und in größerer Zahl erwärmt zu werden; endlich in dem Unterherd, wie schon oben bemerkt, die schon fertigen Bleche ausgeführt werden können, und hier am wenigsten oxydirt werden, weil die etwa unzersetzte atmosphärische Luft beim Durchgang durch den Hauptherd hinlänglich zersetzt werden kann.

5) Ist der Brennmaterialaufwand geringer, weil die Wärme vollkommener benutzt wird, als es bei anderen Constructionen der Fall ist, abgesehen davon, daß die etwaige Ueberhitze zu jedem andern Zwecke nutzbar gemacht werden kann.

6) Ist der Bau des Ofens ganz einfach, indem das Gewölbe des untern Herdes zum Tragen der Sohle des Hauptherdes benutzt wird, die sonstige Ausführung aber keine Schwierigkeiten im Baue darbietet. Was den Betrieb betrifft, so ist von Seite des Wärmers darauf Acht zu geben, in welcher Reihe und Ordnung er die Bleche in den Ofen einlegt, um dieselben leichter finden zu können, weil beim Einsetzen der gestürzten Bleche gewöhnlich das Brennmaterial erneuert wird und daher der Ofen mit Flamme angefüllt ist, somit jedes Suchen unterbleiben muß; doch bekommen die Betreffenden nach ein- oder zweiwöchentlichem Betriebe eine solche Uebung, daß später jede Schwierigkeit bei Seite fällt.

Die nachfolgenden Betriebsresultate von dem Fürst-Erzbischöfl. Eisenwerk zu Friedland in Mähren dürften für die Zweckmäßigkeit dieser Ofenconstruction sprechen, eben so daß nach Erbauung dieses

Ofens derselbe von dem Nachbarwerke Karlshütte, Sr. k. k. Hoheit dem Erzherzoge Albrecht gehörig, in zwei Exemplaren ausgeführt, auch gute Resultate lieferte.

Das Eigenthümliche dieser auf Taf. VI, in Fig. 1 im senkrechten Längendurchschnitt, in Fig. 2 im horizontalen und in Fig. 3 im senkrechten Querdurchschnitte abgebildeten Ofenconstruction, welche sowohl zur Fabrikation von Fein- als auch Grobblech dient, besteht in der Anbringung eines zweiten kleineren Herdes h, der unter der Sohle S des Hauptherdes H gelagert ist. Bei R befindet sich der Rost, der für Benutzung von Kleinkohle (Steinkohle) bemessen ist; die Flamme steigt über die Feuerbrücke F und erwärmt vorerst die durch die kleine Thüre t eingelegten Blechstürze, welche so gelagert werden, daß sie hochkantig in geneigter Stellung, einer auf dem andern lehnend, von der Feuerbrücke F an aufgeschichtet werden, und hier der ersten Einwirkung der Flamme ausgesetzt sind. Die Flamme bestreicht auf der vordern Seite der Herdsohle S die packetweise (zu drei bis vier in einem Packet, je nach der Feinheit der zu fabricirenden Blechsorte) geschichteten, bereits ausgestürzten Platinen und geht dann durch die beiden schlitzförmigen in der Herdsohle S angebrachten Füchse ff in den Putzsack P, der das Herüberreißen von Flugasche in den kleinen Herd h zu verhindern hat; von da über die Feuerbrücke F′ in den zum Ausglühen der fertigen Bleche dienenden Herd h, endlich durch die zwei schlitzförmigen Füchse ff′ in den Hauptkanal zur Esse.

Die Packete, sowie größere Bleche, werden durch die Eintragethür E eingetragen, und auch ausgezogen; die fertigen feineren zum Ausglühen bestimmten Bleche werden durch die Thüre e ein- und ausgezogen.

An die Ankerschrauben a sind bei ihrem Austritte durch die Ankerplatten b Köpfe c angeschmiedet, durch welche horizontale Spindeln gesteckt sind, an denen zwei kurze g und ein langer Hebel i aufgesetzt sind, wodurch die Hebung der Thüren vermittelst der Griffstangen k bewerkstelligt wird; zur Balancirung der Thürgewichte dienen die Gegengewichte t.

Wegen der starken Drückung des die Hauptsohle tragenden Gewölbes G wurde eine eiserne Kühlung K bei den Fuchsschlitzen ff eingelegt, die blos durch einen bei m eintretenden und durch den Blechschornstein n austretenden Luftstrom abgekühlt wird; o ist die Schüröffnung zum Einbringen des Brennstoffs, p sind durchbrochene Verkleidungsplatten.

Zum Schluß folgen noch einige Betriebsresultate bei Fabrikation

von feineren Blechen. In einer zwölfstündigen Schicht wurden erzeugt, bei einem Aufwande von 10—12 Metzen (à 2 Cubikfuß) Kleinkohle:

Schloßbleche	2—10	Tafeln in $^1/_2$ Ctr.	50—30 Ctr.
„	10—25	„ „ „	25—21 „
„	30—40	„ „ „	16—12 „

Das Kalo betrug durchschnittlich 3 Proc. bei gröberen, und stieg bei ganz kleinen Flächen auf 4 Procent. Der Kohlenverbrauch war 0,25 bis 0,5 österr. Metzen à 2 Cubikfuß pro Centner fertige Waare. Der Abfall an Blechabschnitten betrug im großen Durchschnitte 16 Pfd. pro Centner Blech.

Der eben beschriebene Ofen ist seit August 1855 bis zum heutigen Tage in unausgesetztem Betriebe und würde bei genügenden Walzenpaaren auch noch bedeutend mehr zu produciren im Stande sein; Reparaturen hat derselbe bis jetzt nicht benöthigt.

Allgemeine Bemerkungen über Blechwalzwerke und Blechfabrikation sind aus dem Portefeuille de John Cockerill, in des Verfassers berg- und hüttenm. Atlas, Bd. 1, S. 261 ff. (Weimar, 1858), gemacht. Wir entnehmen daraus das Folgende:

Die sehr beachtungswerthe Anwendung des Eisenbleches beim Schiffs- und Eisenbahnbau, eine Benutzung, die in den letzten Jahren eine solche Ausdehnung erreicht hat, daß sie der jetzigen Epoche einen eigenthümlichen Charakter in Beziehung auf den Gang der Industrie verleiht, mußte natürlich wesentliche Verbesserungen bei der Eisenblechfabrikation herbeiführen. Betrachtet man die Frage von dem Gesichtspunkte der rein mechanischen Arbeit, so wird man begreifen, daß man vor allen Dingen bei den verschiedenen Arbeiten, deren Zweck es ist, das Materialeisen zu dem Blech herzustellen, bemüht sein muß, demselben weit größere Dimensionen zu geben, als früher, indem nur auf diese Weise große und schwere Blechplatten fabricirt werden können.

Sowohl zum Schiffsbau als auch zu den Röhren und Gitterbrücken, sind kleine und schwache Blechtafeln nicht zweckmäßig, denn zu einer großen Wand müßten viele kleinere Tafeln durch Vernietung mit einander verbunden werden, so daß viele Fugen und damit bedeutende Arbeitslöhne entstehen, und nie die Festigkeit und Sicherheit erreicht wird, als wenn nur wenige Fugen oder Verbindungen vorhanden sind, wie dies bei großen Platten thunlich ist.

Wenn sich nun die Nothwendigkeit großer Blechplatten durch die neuern Fortschritte im Schiffs- und Brückenbau fühlbar machte, so

verlangte ein anderer Zweig der Blechconstruction noch gebieterischer die Verbesserung der Processe und Apparate bei diesem Zweige des Eisenhüttenbetriebes. Es handelt sich nämlich um die großen Röhrenverdampfungsapparate für Schiffe und Locomotiven, deren gute Erhaltung an gewissen Punkten zum Theil der Construction unterworfen ist, und die, um den Einwirkungen des auszuhaltenden Drucks zu widerstehen, an andern Punkten, welche durch die Einrichtung des Systems selbst geschwächt werden, größere Stärke erlangen müssen.

Man wird einsehen, daß die Röhrenplatten starker Locomotiven oder großer Schiffskessel, die eine Stärke von 15 bis 18 Millim. (1/2 bis 3/4 Zoll) haben, mögen die sonstigen Dimensionen sein, welche sie wollen, aus einem Stück gewalzt sein müssen. Eine Fuge oder Schweißung bei diesem Stück würde die Garantie einer langen Dauer und der erforderlichen Festigkeit nicht geben, und die Kosten würden immer noch bedeutender sein. Außerdem verbrennen verbundene Platten weit eher an der Fuge als aus einem Stück bestehende. Endlich ist es auch in Beziehung auf das Gewicht zweckmäßiger, möglichst wenige Fugen zu haben, so wenig, als es nur die Fabrikationskosten gestatten.

Mit der Größe der Blechplatten steigen aber auch die Schwierigkeiten der Fabrikation und ist besonders die Arbeit des Walzenpersonals so anstrengend, daß es unter gewissen Fällen nöthig ist, dasselbe zu verdreifachen. Das öftere Wärmen so großer Bleche beim Auswalzen steigert die Productionskosten auch noch und es ist daher höchst nothwendig, das Verfahren und die Arbeit so zu vereinfachen, daß an diesen Kosten möglichst erspart werde.

Bekanntlich wird das Blech, nachdem es zwischen den beiden Walzen durchgegangen ist, über die obere von der hintern zur vordern Seite zurückgegeben und es wiederholt sich diese Arbeit bei jedem Durchwalzen. Sollen daher Blechplatten von 500 — 600 Kilogr. (10—12 Ctr.) Gewicht angefertigt werden, so sind nicht allein eine Menge Arbeiter erforderlich, sondern diese haben auch sehr schwierige und anstrengende Leistungen, und wenngleich sie noch so schnell arbeiten, geht der Proceß nur langsam von Statten.

Es sind daher in den letzteren Jahren verschiedene Mittel vorgeschlagen worden, um das Zurückgeben der Platten schneller, leichter und mit einem geringeren Arbeitspersonal ausführen zu können. In vielen Hütten sind deshalb mechanische Hebevorrichtungen angebracht, um die Zurückgabe der schwereren Blechplatten über die obere Walze zu erleichtern,. auf andern Hütten sind die Walzwerke so ein-

gerichtet, daß sie erst eine Vorwärts- und dann eine Rückwärtsbewegung machen, so daß das Zurückgeben wegfällt. In noch andern Hütten haben die Walzwerke eine solche Einrichtung, daß zwei Paare Walzen im Betriebe sind, von denen das eine Vorwärtsbewegung hat, worauf die Platte von einem Wagen aufgenommen und dem zweiten Paare mit Rückwärtsbewegung zugeführt wird u. s. f.

Am zweckmäßigsten sind die mechanischen Hebevorrichtungen, indem dabei die übrige Einrichtung des Walzwerks dieselbe bleiben kann. Ein solches Hebesystem wird gewöhnlich durch eine Dampfmaschine in Bewegung gesetzt, die in einer Ecke des Hüttengebäudes angebracht ist, von wo aus der Maschinenwärter den ganzen Betrieb im Auge hat. Mit Hülfe einer solchen Vorrichtung kann man sehr schnell die größten Lasten heben. Da diese Apparate mit größtmöglichster Regelmäßigkeit wirken, so kann das zahlreiche Arbeiterpersonal, welches nur zum Ueberheben der schweren Eisenmassen benutzt wurde, größtentheils entbehrt werden, und es reicht ein gewöhnliches, um einige Mann verstärktes Walzpersonal aus. Dadurch wird nicht allein an Selbstkosten erspart, sondern es wird auch das Auswalzen großer und schwerer Eisensorten wesentlich erleichtert; es werden die Störungen vermieden, die bei einem großen Arbeiterpersonal nie fehlen nnd zu manchen Unfällen führen, wohingegen, weil alle Störungen aufhören, bei diesen mechanischen Apparaten der Betrieb sogar etwas beschleunigt werden kann. Nicht alle Elevatoren werden jedoch durch Dampfkraft in Bewegung gesetzt, sondern es giebt auch solche, deren Bewegung direct von den Walzenzapfen ausgeht und durch Getriebe, Zahnstangen und Rollen, auf welche sich Seile aufwickeln, deren Spannung man sehr leicht verändern kann, vermittelt wird. Man erhält auf diese einfache Weise dasselbe Resultat. (Bd. I, S. 367.)

Das hier erwähnte Blechwalzwerk ist auf S. 261—270 des Porteseuille, Bd. I, mit Hülfe der Tafeln 16—19 genau beschrieben.

Ueber die Fabrication von Eisenbahnschienen und das zu denselben zu verwendende Eisen hat der Ingenieur Petersen zu Eschweiler-Aue folgende wichtige Arbeit in der Zeitschrift des Vereins deutscher Ingenieure, Bd. II, S. 256 bekannt gemacht, die wir im Nachstehenden mittheilen.

Die Eisenbahnschienen müssen vornehmlich zwei Einwirkungen widerstehen, welche an ihre Natur zwei ganz verschiedene Anforderungen machen. Sie müssen nämlich der Reibung widerstehen, welche die Radbandagen der Locomotiven und Eisenbahnwagen bewirken, dann aber auch eine bedeutende Tragfähigkeit besitzen, um das Ge-

wicht der Maschinen und Wagen aushalten zu können. Letztere Eigenschaft muß außerdem eine große Sicherheit darbieten, weil bei dem Betrieb nicht eine ruhige Belastung der Schienen anzunehmen ist, sondern auch starke Stöße vorkommen, welchen die Schienen Widerstand leisten müssen.

Aus diesen verschiedenen Einwirkungen folgt, daß das zu den Schienen verwendete Eisen hart und zähe sein muß.

Von den zwei verschiedenen Eisensorten, welche durch den Frischproceß dargestellt werden, zeichnet sich das körnige Eisen durch größern Härtegrad aus, während das Eisen von sehniger Structur weicher, zäher und elastischer ist.

Abgesehen von andern Erfordernissen empfiehlt sich daher das körnige Eisen für den Kopf der Eisenbahnschienen. Sein größerer Härtegrad ist mehr geeignet, den Abnutzungen durch Reibung der Radbandagen zu widerstehen, und seine körnige Textur scheint sich außerdem noch besonders zu empfehlen. Die Abnutzung der Schienenköpfe wird nämlich viel weniger durch die gewöhnliche rollende Reibung der Räder bewirkt, als durch die gleitende Reibung, welche in den Curven und beim Bremsen der Eisenbahnräder stattfindet. Der körnige Kopf der Schiene wird dadurch mehr abgefeilt; die Abnutzung wird einfach durch Abreiben kleiner Theilchen bewirkt, ohne Zerstörung des Kopfes und ohne größere Schäden hervorzurufen.

Nehmen wir aber an, der Kopf bestehe aus Eisen von sehniger fasriger Structur, so würde durch die gleitende Reibung mehr ein Ausfasern desselben bewirkt.

Der Fuß der Eisenbahnschienen ist einer directen Abnutzung wie der Kopf nicht ausgesetzt. Eine sehnige Structur des Fußes wird sich schon deshalb empfehlen, weil bei Belastungen der Schiene, also beim Befahren der Eisenbahn, der Fuß hauptsächlich auf Ausdehnung in Anspruch genommen wird, welcher sehniges Eisen einen viel größern Widerstand leistet, als körniges. Schienenproben, welche durch directe Belastung sowohl als mit dem Fallklotz vorgenommen wurden, haben gezeigt, daß der sehnige Fuß der Schienen sich zwar bog, aber dem Bruche noch lange Widerstand leistete, selbst wenn der Kopf der Schiene schon gebrochen war.

Diese Zähigkeit des sehnigen Eisens bietet daher sowohl für einfache Belastungen, als besonders für vorkommende Stöße eine große Sicherheit, wie auch in der Praxis Schienenbrüche nicht selten sind. Eine Garantie hiergegen wird wohl immer in einem zähen, sehnigen Fuße der Schiene zu suchen sein. Da es sich hier blos

darum handelt, im Allgemeinen die Anforderungen festzustellen, welche an das zur Schienenfabrikation verwendete Eisen gestellt werden, so mögen diese kurzen Bemerkungen genügen.

Aus denselben geht hervor, daß der Kopf, welcher der directen Einwirkung der Reibung widerstehen muß, hart sein soll, wozu sich körniges Eisen empfiehlt, während Eisen von sehniger Structur für den Fuß anzurathen ist, weil es größere Zähigkeit und Elasticität besitzt, und dadurch gegen Brüche größere Sicherheit bietet. Diese beiden Anforderungen werden heute fast von allen Eisenbahnen gestellt, indem die Bedingungshefte den Eisenfabrikanten vorschreiben, Eisenbahnschienen zu liefern, deren Kopf körnig, deren Steg und Fuß aber von sehniger, fasriger Structur ist.

Die einzelnen Vorschriften, welche den Fabrikanten über die Bearbeitung des Eisens und die Zusammensetzung der Packete gemacht werden, sind fast so verschieden wie die Schienenprofile, deren fast jede Eisenbahn ein anderes hat.

Um mit einigen Worten zu zeigen, auf welche Weise die Hüttenwerke Schienen mit körnigem Kopfe und sehnigem Fuße herstellen, nimmt Hr. P. eine Fabrikationsweise an, wie sie sehr häufig befolgt wird, um obigen Anforderungen zu genügen. Eine stereotype Bestimmung fast aller Bedingungshefte ist die, daß Kopf und Fuß der Schiene aus geschweißtem Eisen bestehen sollen; die Packete haben daher geschweißte Deckplatten von der Breite der Packete, denen sich gewöhnlich noch 1—1½″ quadratische geschweißte Stäbe anschließen. Zwischen diesen geschweißten Platten, welche den Kopf und den Fuß bilden sollen, befinden sich Stäbe aus gewöhnlichem Luppeneisen. Durch Anwendung von geschweißtem Eisen für Kopf und Fuß der Schiene soll für beide Theile, welche am meisten beansprucht sind, reines, schlackenfreies und gutbearbeites Material erzielt werden, während für den weniger beanspruchten Steg gewöhnliches Luppeneisen genügend ist. Das Luppeneisen enthält bekanntlich noch viele Schlacken und ist weniger fest, da es nur einer Bearbeitung unterworfen ist. Die geschweißten Deckplatten dagegen werden dadurch hergestellt, daß Packete aus Luppenstäben gebildet, im Schweißofen schweißwarm gemacht und dann unter den Walzen ausgewalzt werden. Durch diese neue Bearbeitung wird das Eisen natürlich dichter und schlackenfreier als das Luppeneisen. Um harte und möglichst schlackenfreie Kopfplatten zu erhalten, schreiben manche Eisenbahnen sogar vor, das Packet, woraus die Kopfplatten gewalzt werden sollen, schweißwarm unter den Dampfhammer zu bringen, es hier zu hämmern und nach

einer zweiten Schweißhitze es erst auszuwalzen. (Siehe Fig. 27, Taf. V.)

Da es sich darum handelt, Schienen mit körnigem Kopf und sehnigem Steg und Fuß zu fabriciren, so wird natürlich zur Anfertigung der Kopfplatten körniges Luppeneisen verwendet, während die Platine für den Fuß aus sehnigem Luppeneisen gebildet wird.

Betrachten wir nun ein Packet für eine Schiene, so sehen wir, daß es aus folgenden Eisensorten zusammengesetzt ist: (Fig. 28.)

a) eine geschweißte Kopfplatte aus körnigem Eisen;
bb) zwei geschweißte Stäbe aus körnigem Eisen;
cc) Stäbe von körnigem Luppeneisen;
dd) Stäbe von sehnigem Luppeneisen;
ee) zwei geschweißte Stäbe von sehnigem Eisen;
f) eine geschweißte Platine aus sehnigem Eisen.

Das so zusammengesetzte Packet wird so zur Schweißhitze gebracht und zur Schiene ausgewalzt.

Einige Eisenbahnen lassen die Packete unter dem Dampfhammer schmieden und erst nach einer zweiten Schweißhitze auswalzen. Die Anwendung des Hammers ist ohne Frage ein ausgezeichnetes Mittel, um eine in allen Theilen gut geschweißte Schiene zu erhalten. Die gehämmerten Schienen werden daher auch in neuester Zeit immer mehr verlangt, und aller Wahrscheinlichkeit nach wird dieser Fabrikationsweise eine große Zukunft blühen.

Die größte Schwierigkeit der heutigen Schienenfabrikation besteht darin, aus diesen Packeten, welche aus ungleichartigem und verschieden bearbeitetem Eisen bestehen, Schienen zu walzen, welche in allen Theilen vollkommen geschweißt sind.

Um diese Schwierigkeit einzusehen, darf man nur ins Auge fassen, daß diese Eisensorten bei sehr verschiedenen Temperaturen ihre Schweißhitze erhalten. Sehniges Eisen verlangt bekanntlich eine viel höhere Temperatur zur Schweißhitze als körniges Eisen. Letzteres muß außerdem im Schweißofen sehr sorgfältig behandelt werden, da sich seine Qualität bei zu großer Hitze bedeutend vermindert. Abgesehen davon, daß die resp. Schweißhitzen des körnigen und sehnigen Eisens bei verschiedenen Temperaturgraden eintreten und dadurch der Schweißung praktische Schwierigkeiten in den Weg gelegt werden, erlangt aber auch Eisen von derselben Natur bei verschiedenen Temperaturgraden die Schweißhitze, wenn es verschieden bearbeitet ist. Dies ist der Fall bei Luppeneisen und geschweißtem Eisen.

Geschweißtes Eisen schweißt bei höherer Temperatur als Luppeneisen; ersteres erkaltet aber auch wiederum schneller als letzteres, welches noch mehr Schlacke enthält und in dieser Schlackenschicht gleichsam eingehüllt gegen zu schnelles Erkalten geschützt wird.

Aus diesen Andeutungen geht hinlänglich hervor, daß die Schweißung der Schienen mit körnigem Kopfe und sehnigem Fuß und Steg besonders bei Anwendung von geschweißten Kopfplatten große Schwierigkeiten bietet. Wenn es nun auch durch Uebung und Erfahrung vielfach gelingt, durch diese Fabrikationsweise gute Schienen herzustellen, so entstanden doch durch die Erfahrungen der Eisenbahnen gerechte Zweifel gegen diese Fabrikationsmethode, besonders gegen die Anwendung der bis heute als unentbehrlich angesehenen geschweißten Kopfplatten.

Bei Schienen mit geschweißten Kopfplatten hat man nämlich vielfach die Erfahrung gemacht, daß nach längerer oder kürzerer Betriebszeit in Folge der Reibung und der darüber rollenden und gleitenden Last die Kopfplatte sich vollständig ablöste. Dieser Fehler ist die Folge von unvollkommener Schweißung.

In Folge von solchen unangenehmen Erfahrungen und mit Hinblick auf die Schwierigkeiten, welche die Anwendung von geschweißten Deckplatten der Schweißung bietet, sind schon vielfach Vorschläge zur Abänderung der jetzt allgemein befolgten Fabrikationsmethode gemacht worden. Ein solcher Vorschlag ging schon im Jahre 1851 von Herrn Baurath Weishaupt aus.

Herr Weishaupt stellte nämlich im Jahre 1851 im Auftrage des preuß. Ministeriums Untersuchungen an über die Tragfähigkeit verschiedener Eisenbahnschienen und gelangte in Folge der bei diesen Versuchen gemachten Beobachtungen zu folgendem Schluß über die üblichen Fabrikationsmethoden. *)

Eine vollkommene Schweißung in den Schienen scheine nicht erreichbar, selbst nicht, wenn die Packete unter dem Hammer geschmiedet werden, so lange das zur Bildung der Packete verwendete Eisen von heterogener Beschaffenheit ist. Die Schweißbarkeit der Rohschienen und der geschweißten Deckplatten ist, theils wegen ihres verschiedenen Kohlengehaltes, theils wegen ihrer relativen Schlackenmenge, und der verschiedenen Dichtigkeit zu wenig übereinstimmend, als daß aller Mühe und Sorgfalt ungeachtet stets der richtige Zeitpunkt zu

*) Untersuchungen über die Tragfähigkeit verschiedener Eisenbahnschienen, angestellt im Sommer 1851 von Th. Weishaupt, königl. Eisenbahn-Baumeister. Berlin 1852.

treffen wäre, wo jedes bereit ist, mit dem andern Eins zu werden. Nur Schienen aus durchweg gleichartigem und gleichbearbeitetem Material dürften die nöthige Garantie einer guten, das Ganze zu einer homogenen Masse vereinenden Schweißung geben. Herr Weishaupt schlägt daher vor, Schienen von feinkörniger Structur zu machen, deren Packete blos aus Luppeneisen gebildet werden. Um schlackenfreies und gutbearbeitetes Luppeneisen zu erhalten, sollen die Luppen unter dem Hammer gezängt werden. Die Packete werden nach einer ersten Schweißhitze unter dem Dampfhammer geschmiedet und nach einer zweiten Schweißhitze ausgewalzt. Um ein Packet zu erhalten, welches aus gleichmäßig bearbeitetem Material besteht, würden also die bisher für unentbehrlich gehaltenen geschweißten Kopfplatten verschwinden, das Packet würde blos aus Luppeneisen zusammengesetzt werden.

Die Zusammensetzung aus körnigem und sehnigem Eisen müßte ebenfalls aufgegeben werden, um blos gleichartiges Material anzuwenden. Herr Weishaupt schlägt daher Schienen von durchweg feinkörniger Structur vor. Alle Schwierigkeiten, welche die Packete mit Anwendung von geschweißten Deckplatten einer vollkommenen Schweißung entgegensetzen, würden daher bei dieser Fabrikationsweise wegfallen. Es ist Refer. nicht bekannt, ob diese Fabrikationsmethode irgendwo adoptirt wurde. Ohne praktische Erfahrung läßt sich aber nicht sagen, ob sie die Mängel der früheren beseitigt, ohne andere nach sich zu ziehen. Dieselben Vorschläge wurden neuerdings gemacht in den „Annales des mines, 1857: Couche, „des chemins de fer d'Allemagne."

Seit einiger Zeit bricht sich eine Fabrikationsmethode Bahn, welche in einer Hinsicht obigen Verbesserungsvorschlägen nachkommt, indem sie Packete aus gleichbearbeitetem Material (Luppeneisen) anwendet, ohne aber der Gleichartigkeit (Homogenität), welche Herr Weishaupt außerdem verlangt, Rechnung zu tragen. In England und Belgien wurden nämlich in neuerer Zeit auf mehreren Eisenhütten Schienen gewalzt aus Packeten, welche ganz aus Luppeneisen bestanden (mit Ausnahme von 2 Stäben für den Fuß). Die Resultate waren, was die Fabrikation betrifft, sehr günstig, indem Schienen erzielt wurden, die in ihrem Aeußern allen Anforderungen entsprechen, welche an gut geschweißte Schienen gestellt werden können. In Deutschland ist seit Kurzem diese Fabrikation vollständig ins Leben getreten, indem die Gesellschaft Phönix contractlich

eine sehr bedeutende Quantität Schienen für die Cöln-Mindener Eisenbahn geliefert hat, welche nach dieser von der Gesellschaft Phönix vorgeschlagenen Methode fabricirt worden sind. Für die Fabrikation dieser Schienen sind im Allgemeinen folgende Bedingungen festgesetzt:

Der Kopf der Schiene soll aus feinkörnigem, Steg und Fuß dagegen aus sehnigem Eisen bestehen.

Das körnige Luppeneisen, welches für den Kopf bestimmt ist, muß unter gußeisernen 10,000 Pfd. schweren Aufwerfhämmern gezängt werden, um möglichst reines, schlackenfreies Material zu erhalten. Die Packete müssen schweißwarm unter einem 60 Ctr. schweren Dampfhammer geschmiedet und in einer zweiten Schweißhitze ausgewalzt werden.

Ein Packet für solche Schienen wird ganz aus Luppeneisen bestehen, mit Ausnahme von einigen geschweißten Stäben für den Fuß (Fig. 29):

aa Luppenstäbe von körnigem Eisen;
bb Luppenstäbe von sehnigem Eisen;
cc geschweißte Stäbe von sehnigem Eisen.

Soll Luppeneisen mit Erfolg die Stelle des geschweißten Eisens vertreten, so muß natürlich bei der Bearbeitung desselben die größte Sorgfalt angewendet werden, damit reines, schlackenfreies, gutes Material erhalten wird.

Zu diesem Zweck muß sowohl der chemische Proceß im Puddelofen als die spätere mechanische Bearbeitung sorgfältig ausgeführt werden. Ist das Roheisen von einer Qualität, welche sich für körniges Eisen eignet, sorgfältig gepuddelt, so besteht die Hauptaufgabe der mechanischen Bearbeitung darin, die Luppe gut zu zängen, damit die Schlacke ausgepreßt und die schwammige poröse Masse zu einem möglichst reinen, dichten und gleichartigen Material vereinigt werde. Von allen Maschinen, welche zum Zängen der Luppen angewendet werden, verdient der Hammer ohne Frage den Vorzug, und ist der Aufwerfhammer dem Dampfhammer vorzuziehen. Die Wirkung von schweren Aufwerfhämmern ist von Anfang an so kräftig, daß schlecht gemachte und schlecht gefrischte Luppen auseinander fliegen. Diese Bearbeitung ist daher zugleich eine Probe für die Qualität des Eisens. Mit Recht wird daher bei dieser Fabrikation der Aufwerfhammer zum Zängen der Luppen angewendet.

Nach dem Zängen werden die Luppen wie gewöhnlich zu flachen Stäben ausgewalzt. Auch hier werden an die Fabrikation strenge

Forderungen gestellt, welche die Fabrikanten aber schon in eigenem Interesse befolgen werden. Die für den Schienenkopf bestimmten Luppenstäbe müssen nämlich auch äußerlich schön und möglichst scharfkantig ausgewalzt sein, damit der Kopf der fertigen Schiene glatt und frei von Schiefern werde.

Die auf diese Weise bearbeiteten, für den Kopf bestimmten Luppenstäbe werden nun mit denen, welche Steg und Fuß bilden sollen, zu einem Packet vereinigt, in einem Schweißofen zur Schweißhitze gebracht und unter einem Dampfhammer von 60 Ctr. geschmiedet. In den Schweißofen zurückgebracht, wird dann das Packet in einer zweiten Schweißhitze zur Schiene ausgewalzt. Die Anwendung des Hammers zur Herstellung von Schienen, welche in allen Theilen schlackenfrei und vollkommen geschweißt sind, ist schon oben bei der jetzt üblichen Fabrikationsmethode als vorzüglich hervorgehoben. Bei der neuen Methode ist sie um so mehr anzuempfehlen, als die geschweißte Deckplatte, welche, wie oben erwähnt, der vollkommenen Schweißung oft hinderlich war, weggefallen ist. Bei sorgfältiger Arbeit und Behandlung läßt sich nunmehr erwarten, daß durch diese Bearbeitung Schienen von sehr guter Schweißung erlangt werden.

Auf dem Hüttenwerke der Gesellschaft Phönix zu Eschweiler-Aue wurden nach dieser neuen Methode Schienen gewalzt, welche in jeder Hinsicht gelungen waren. Die Schienen waren sehr schön und glatt gewalzt, vollkommen geschweißt und der Bruch allen Bedingungen entsprechend.

Ueber diese Fabrikationsmethode sind daher alle Zweifel gehoben. Eine längere Betriebszeit kann aber erst endgültig darüber entscheiden, ob die auf diese Weise angefertigten Schienen auch allen Anforderungen entsprechen, welche in Bezug auf Härte an sie gestellt werden.

Ein großer Fortschritt für die Schienenfabrikation ist es jedenfalls, daß eine Eisenbahn diese neue Methode annimmt, nachdem sie durch Erfahrung von der Unzulänglichkeit der alten Fabrikationsmethode überzeugt worden war. Dieses Vorgehen ist um so mehr anzuerkennen, als ein Fortschritt blos von den Eisenbahnen ausgehen kann, die Hüttenwerke dagegen, welchen bei freier Concurrenz der Fortschritt naturgemäß wäre, in der Schienenfabrikation vollständig gehemmt sind.

Bekanntlich schreiben nämlich die Eisenbahnen den Hüttenwerken vor, welche Eisensorten zu den Schienen verwendet werden sollen, wie die Packete zusammengesetzt und bearbeitet werden müssen. Durch

Commissäre wird die Fabrikation streng überwacht; schließlich werden die Schienen einzeln durch dieselben abgenommen.

Nachdem die Eisenbahnen auf diese Weise Alles gethan haben, um blos Schienen zu erhalten, welche nach ihrer Methode fabricirt sind, bleibt den Hüttenwerken noch eine Garantie von mehreren Jahren für ihr Fabrikat.

Bei der Wichtigkeit der Schienen für den Betrieb der Eisenbahnen mag es auf den ersten Anblick im Interesse der Eisenbahnen zu liegen scheinen, dieser Fabrikation eine besondere Aufmerksamkeit zu schenken, und sich durch Vorschriften und Ueberwachung gute Schienen zu sichern. Vergleicht man aber mit dieser Bevormundung der Schienenfabrikation die Fabrikation der für den Betrieb viel wichtigeren Wagenaxen, so sieht man, daß letztere durchaus nicht unter dieser strengen Ueberwachung steht, ohne daß sich die Eisenbahnen hierbei schlechter befinden.

Consequenter Weise sollten die Eisenbahnen darauf sehen, durch strenge Abnahme und Prüfung nur gute Schienen zu erhalten, ohne darnach zu fragen, wie sie fabricirt wurden. Eine längere Garantie von Seiten der Hüttenwerke böte den Eisenbahnen hinlängliche Sicherheit für gutes Fabrikat.

Um die Freiheit der Schienenfabrikation vollständig zu machen, und die Schienen wie jedes Handelseisen der freien Concurrenz zu überlassen, würde dann blos noch fehlen, daß die Annahme eines Profils für alle Eisenbahnen es möglich machte, Schienen als gewöhnlichen Handelsartikel im Vorrath zu machen und auf Lager zu halten. Die freie Concurrenz würde den Eisenbahnen vielleicht bald zu bessern Schienen verhelfen, als die bisher erlangten, deren Fabrikation vorgeschrieben war.

Ueber das im ersten Bande S. 314 u. s. f. gründlich besprochene Bessemersche Verfahren bemerken wir hier Folgendes:

Unter der Ueberschrift „Verbesserungen in der Fabrikation von Eisen und Stahl" enthält das London Journal of Arts, Febr. 1858 und daraus das Polytechn. Journal, Bd. 149. S. 411, Nachstehendes.

Diese, am 24. Januar 1857 in England patentirte Erfindung besteht in der Fabrikation von Stäben, Blech 2c. direct aus dem flüssigen Eisen und Stahl, statt diese Metalle in Formen auszugießen und erkalten zu lassen. Hierzu benutzt der Patentträger ein Walzenpaar in einem dazu eingerichteten Gerüst, beide Walzen horizontal nebeneinander liegend, welches in Fig. 4, Taf. VI im Querschnitt

und in Fig. 5 im Grundriß dargestellt ist. aa stellen die Walzen und a′ hohle Kerne derselben dar, durch welche ein abkühlender Wasserstrom geleitet wird, da die Walzen durch das zwischen dieselben fallende geschmolzene Metall sehr stark erhitzt werden. Außer dieser innern Abkühlung der Walzen kann deren Temperatur auch durch Anwendung von Wasser auf ihrer äußern Oberfläche vermieden werden, zu welchem Ende sich die Röhren bb von einem Ende der Walzen bis zum andern erstrecken; jede dieser Röhren steht mit einem höher liegenden Wassertroge in Verbindung. Auf der den Walzen zugekehrten Seite sind die Röhren b mit zahlreichen Löchern versehen, durch welche Wasserstrahlen gegen die sich drehenden Walzen geschleudert werden; das Wasser fällt alsdann auf den geneigten Boden c* der umschließenden Kästen cc zurück und fließt durch die Röhren dd ab.

An dem obern Rande der Kästen cc sind Kanäle ee angebracht, in welche Holzblöcke f passen, deren vordere Seite concav ist, und genau auf die Walzen paßt; diese concaven Seiten sind mit Filz überzogen, um jeden Wassertropfen von der Walzenoberfläche zu entfernen. Gegen die hintern Seiten der Holzblöcke f drücken Federn g, welche jene dicht an den Walzen halten.

Um die Stäbe oder Blechplatten von den Walzen zu entfernen, wenn sie daran hängen bleiben sollten, dienen zwei stählerne Abstreicheisen ww, welche sich über die ganze Länge der Walzen erstrecken und deren Enden in Nuthen in dem Gerüst des Walzwerks eingelassen sind; durch Stellschrauben und Keile werden sie in genauer Berührung mit den Walzen und den Nuthen gehalten. Wenn Kaliberwalzen angewendet werden, so greifen die Abstreifeisen w in dieselben ein. Die Stellung der Walzen und ihre Enfernung von einander wird durch dieselben Mittel bewirkt, wie bei den gewöhnlichen Stabeisen- und Blechwalzen. Ehe das flüssige Metall zwischen die Walzen gegossen wird, müssen dieselben in genauer Berührung stehen, weil es sonst durchfallen würde. Dies kann durch einen belasteten Hebel bewirkt werden; die bewegliche Walze fällt alsdann sogleich gegen die unbewegliche, wenn nichts zwischen denselben befindlich ist; sobald sich aber das erstarrte Eisen zwischen den Walzen anhäuft, geht der Hebel in die Höhe und die eine Walze entfernt sich von der andern, bis sie von der Stellschraube zurückgehalten wird. Um das Abfließen des Metalles an den Enden der Walzen zu verhindern, hat die eine Walze an den Enden hervortretende Ränder, in welche die andere Walze paßt. Einen dieser Ränder zeigt Fig. 4 bei a′. Der Raum

zwischen den beiden Walzen bestimmt die Stärke der Stäbe, oder der Platten, welche dazwischen ausgewalzt werden. Statt der Ränder oder Flantschen können aber auch Aufhalter angewendet werden; der Querdurchschnitt Fig. 6 zeigt solche. pp sind Kaliber in den Walzen q und rr sind segmentartige Platten, welche in die Kaliber p passen und daher Aufhalter bilden, die das flüssige Metall zwischen den Kalibern zurückhalten.

Die Walzenkaliber, welche Fig. 5 im Grundriß darstellt, worin ss den Querschnitt der Stäbe bezeichnet, können aber auch die anderen bekannten Formen haben.

Um Platten oder Stäbe auf bestimmten Längen abzuschneiden, oder zum leichten Zerbrechen vorzubereiten, kann man die Walzen mit Riffeln, ihrer Axe parallel, versehen. Diese Einrichtung ist zu mehreren Zwecken nützlich, z. B. um den Stahl in kleine Stäbchen zu theilen, wenn er umgeschmolzen werden soll.

Das flüssige Metall wird aus einer Giespfanne oder aus einem Tiegel auf die Walzen gegossen, wie Fig. 4 zeigt; diese drehen sich langsam um, und ihre kalten Oberflächen veranlassen sehr bald das Erstarren des flüssigen Metalles, welches durch den Druck der Walzen zu Stäben von dem Querschnitte der Kaliber zusammengepreßt wird. Die weitere Verarbeitung der auf diese Weise erhaltenen Eisen- und Stahlstäbe oder Platten wird durch Hämmer und Walzen bewirkt.

Das Polytechn. Journal bemerkt Bd. 150. S. 393 noch Folgendes: Auf den Eisenhütten Schwedens und bei deren Eigenthümern hat die patentirte Bessemer'sche Methode, aus den Eisenerzen direct Stahl herzustellen, eine unglaubliche Aufregung hervorgebracht. — Das Patent selbst haben die Herren Elfstrand & Comp. in Gefle für ganz Schweden käuflich an sich gebracht, und nun schon geraume Zeit Stahl von ganz ausgezeichneter Qualität in ziemlich bedeutenden Mengen hergestellt. — Es eignen sich aber lange nicht alle Erze in Schweden zur directen Erzeugung von Stahl, sondern nur gewisse Eisenwerke werden an dem unberechenbaren Vortheile dieses neuen Verfahrens Theil nehmen können.

Ueber die Beschaffenheit und die Productionskosten des in Herden gefrischten und unter Hämmern ausgeschmiedeten Eisens, in Beziehung des gepuddelten und ausgewalzten, bemerkt Sectionsrath und Director Tunner in seinem schon wiederholt angeführten Werke: „Ueber Stabeisen- und Stahlbereitung in Frischherden“, Bd. II. S. 300 ff.

Folgendes. Es hat diese Beurtheilung um so mehr Werth, da Tunner gerade in dieser Beziehung eine bedeutende Autorität ist.

In den meisten Eisen producirenden Ländern wird bei dem chemischen Processe der Frischherd fast in jedem Jahre mehr durch den Puddlingsofen, wie bei dem mechanischen Theile der Hammer durch die Walze verdrängt. Diese Umstaltung des Eisens ist um so wichtiger, als eine großartige und billige Production nur durch die Puddlings- und Walzenarbeit zu erzielen ist. Die Puddlingsarbeit, wie der Frischproceß im Flammofen genannt wird, hat nicht allein den großen Vortheil, daß sie mit mineralischen und verschiedenen gasförmigen Brennstoffen durchgeführt werden kann, sondern sie stellt sich bei Verwendung des vegetabilischen Brennstoffes ingleichen weit billiger, da sie zu ihrer Durchführung vergleichungsweise weniger Brennstoff, als die Herdfrischerei erfordert. Wenn dessenungeachtet einerseits die Herdfrischerei in solchen Staaten noch mit beibehalten wird, wo der Puddlingsproceß seit Decennien im größten Umfange betrieben wird, wie z. B. in Belgien, Frankreich, Deutschland, und andrerseits Herdfrischeisen von fremden Ländern eingeführt wird, während das selbsterzeugte Puddlingseisen zum größten Theil einen Ausfuhrartikel bildet, wie in England, so kann dies nur in der besondern Qualität des Herdfrischeisens begründet sein.

Das große Vorurtheil gegen die Qualität des Puddlingseisens, welches namentlich in den von Alters her mit der Eisenproduction in Frischherden beschäftigten Gebirgsländern sich sehr lange erhalten hat, ist allenthalben bis auf wenige Einzelnheiten verschwunden. Theils hat der Puddlingsproceß in den letzteren Jahren bezüglich der Eisenqualität bedeutende Verbesserungen erfahren, theils ist für manche Verwendung des Eisens die charakterisirende (weichere und gleichmäßigere) Beschaffenheit des Puddlingeisens sogar vorzüglicher, als jene des Herdfrischeisens. Zudem ist es eine unläugbare Thatsache, daß aus einem schlechten Roheisen mittelst des Puddlingsprocesses eher ein brauchbares Stabeisen zu erzeugen ist, als im Frischherde, und daß die bessere Qualität von manchem Herdfrischeisen nur der vorzüglicheren dazu verwendeten Roheisenqualität zu verdanken ist. Noch vor wenigen Jahren war die regelmäßige Darstellung des feinkörnigen Stabeisens, wie des Stahles, im Puddlingsofen eine ungelöste Aufgabe, welche jetzt als völlig gelöst anzusehen ist.

Der Frischproceß im Flammofen liegt in seinem ganzen Verlaufe gleichsam offen vor den Augen des Manipulanten, während die Arbeit im Frischherde lediglich durch das Gefühl in der Hand, von

Stelle zu Stelle des Herdes controlirt und regiert werden muß. Verschiedene Zuschläge, wie Braunstein, Kochsalz, verschiedene Schlacken und Erze oder Erdarten u. dergl. m., welche im Frischherd nur theilweise und ungleich wirken können, sind im Flammofen viel wirksamer. Selbst die mehr oder weniger oxydirende Einwirkung des atmosphärischen Sauerstoffes, wie die reducirende Wirkung der Kohle und ihrer Verbindungen, hat man im Flammofen, insbesondere bei einem Gasofen, viel besser in der Gewalt als bei einem Frischherde. Es ist daher nicht zu verkennen, daß der Puddlingsproceß noch viel mehr Verbesserungen erfahren werde, als dies im Frischherde möglich ist, — kurz, daß ersterer die vollkommnere zum fabrikmäßigen Betrieb ungleich besser geeignete Frischmethode sei, als letzterer.

Bei allen aufzählbaren Vortheilen des Flammenfrischprocesses muß jedoch zugestanden werden, daß gegenwärtig noch immer, wo es sich um eine vorzügliche Qualität von Stabeisen oder Stahl handelt, nach dem im Frischherde erzeugten Gute gegriffen, und dieses willig zu höhern Preisen bezahlt werde. Der Grund hierfür ist vornehmlich in der größern Reinheit des Herdfrischgutes von den bei dem Frischproceß zugesetzten und neugebildeten, verschlackten und freien Eisenoxydaten zu suchen. Die Luppe des Frischherdes wird im Allgemeinen, besonders aber in ihrem mittlern Theile, bei einer höhern Temperatur gebildet, gleichsam tropfenweise zusammengeschmolzen, während die Luppen im Puddlingsofen nur zusammengeballt werden müssen. Letztere sind deshalb nothwendig mehr porös, mehr mit Schlacken und freien Oxydaten durchdrungen, als erstere. Durch die Art der darauf folgenden mechanischen Bearbeitung, unter Ertheilung wiederholter Schweißhitzen, kann zwar das gepuddelte Product um Vieles in dieser Beziehung verbessert werden; allein den Grad der Reinheit des guten Herdfrischeisens hat man bisher trotz allen Zuschlägen und Nacharbeiten nicht erreicht. Wie der Puddlingsstahl vom Schmelzstahl, bleibt das Puddlingseisen vom Herdfrischeisen in seiner körnigen und faserigen Textur verschieden. Aber es tritt diese Verschiedenheit nur bei der Verwendung zu gewissen delicateren Artikeln maßgebend hervor. In England, Belgien und Frankreich, wo relativ wie absolut am meisten im Flammofen gefrischt wird, hat man mehr als in andern Ländern die Vorzüge des bessern Herdfrischeisens kennen und schätzen gelernt. Zu allen bessern feinern Blechen, besonders bei Weißblechen und Knopfblechen zu den feineren Drähten, zum bessern Gewehr-, Nieten- und Nageleisen, zum vorzüglicheren Cementeisen u. dgl. wird allenthalben gekauftes oder selbst erzeugtes Herdfrischgut verwendet.

Ein weiterer Vorzug, der dem Herdfrisch- und Hammereisen im Vergleich mit dem Puddlings- und Walzeisen gewöhnlich zuerkannt wird, besteht darin, daß ersteres vermöge seiner größeren Reinheit von eingemengten Oxydaten in der Regel dichter, weniger unganz und zugleich härter, daher zu allen Artikeln, welcher der Abnützung durch Reibung zu widerstehen haben, von längerer Dauer ist. Zur Darstellung aller ungestählten Werkzeuge, wie Hämmer, Schaufeln, Krampen u. dgl.; zur Erzeugung aller Ackergeräthe, des Pfluges, der Egge u. s. f.; für die Verwendung bei Wägen, zu Axen, Radeisen, Radschuhen 2c. — zu diesen und ähnlichen Zwecken pflegt man allenthalben das Herdfrischeisen vorzuziehen. So gegründet dieser Vorzug aus bisherigen Erfahrungen immerhin sein mag, so muß doch zugestanden werden, daß einerseits in vielen Fällen ein regelmäßig gestähltes oder mit Stahl belegtes Werkzeug, wie namentlich bei Hauen und Schaufeln, einem im Ganzen aus härterem Eisen dargestellten Stücke der Art vorzuziehen sei*); und andrerseits zeigen die neuern Fortschritte bei dem Puddlingsprocesse, daß auch durch diesen nicht nur ein hartes Eisen, sondern selbst Stahl dargestellt werden könne. Dieser bisherige Vortheil des Herdfrischeisens wird daher aller Voraussicht nach successive, wenn nicht völlig, doch zum größeren Theile verschwinden und zwar um so eher, als die Vortheile, welche hierbei dem Herdfrischeisen durch besseres Roheisen und die mehrere Benützung von Hämmern zu Gute kommen, auch auf den Flammfrischproceß übergehen und übertragen werden können.**)

Endlich erscheint als Vortheil der Herdfrischerei in ihrer Verbindung mit den Hämmern der Umstand, daß diese Erzeugungsmethode sich ungleich besser eignet zu einem Betriebe mit beschränkter Productionsgröße und gleichzeitiger Lieferung sehr verschiedener Dimensionen und Formen in den Waaren, als dieses bei der Puddlings- und Walzarbeit der Fall ist. Die auf eine Erzeugungsgröße von wenigen tausend Centnern im Jahre beschränkten Hammerwerke

---

*) Dafür kann unter Anderem die Vorzüglichkeit der englischen Drainagewerkzeuge als Beispiel angeführt werden. Diese auf der innern Seite aus Stahl, auf der äußern hingegen aus weichem Eisen bestehenden Werkzeuge bleiben im Gebrauche beständig scharfkantig, indem sich die dickere Eisenlage mehr abschleift, als die dünnere Stahldecke, welche sofort die Schneide bildet.

**) Es sind die genannten Artikel nicht in dem Maße von delicater Natur, daß der feine Unterschied, welcher in der Beschaffenheit zwischen Herdfrisch- und Puddlingseisen bisher noch als unausgleichbar erscheint, sich sehr geltend machen könnte.

liegen in den einzelnen Gebirgstheilen vertheilt, bringen ihren geringen Bedarf an Holzkohlen in einem Umkreis von wenigen Stunden zusammen, und mit 2 bis 3 Hammerschlägen sind sie im Stande, alle die Stahl- und Eisenwaaren des gewöhnlichen localen Bedarfs zu produciren. Indessen für die Dauer kann dieser Umstand nicht genügend Schutz gewähren. Jemehr abseits ein Hammerwerk situirt ist, desto kostspieliger wird in der Regel die Roheisenfracht dahin, und je geringer die Erzeugung, desto größer werden verhältßnimäßig die Regiekosten; beides zusammengerechnet macht die Erzeugungskosten ungeachtet billiger Holzkohlen dennoch so theuer, daß für die Dauer eine Concurrenz mit den Puddlings- und Walzwerken nicht zu bestehen ist, um so weniger, wenn die Gelegenheit geboten wird, die Holzkohlen durch die Abgabe an die Eisenhohöfen besser zu verwerthen. Der beschränkte Betrieb wird die Hammerwerke eben so wenig für die Dauer sichern können, als es bei den Stucköfen gegenüber den Hohöfen der Fall war. Bei den beständig zunehmenden Erleichterungen der Verkehrsmittel, durch Eisenbahnen und verbesserte Straßen, kommen die großen Werke immer mehr in Vortheil und in die Lage, die entferntesten Orte billiger mit Eisen zu versorgen, als die kleinen Hütten es zu thun vermögen. — Ueberdies kann nöthigenfalls der Puddlingsproceß für eine beschränkte Erzeugung mit nur 1—2 Puddlingsöfen betrieben werden und doch durch Brennstofferſparung billiger als die Herdfrischerei arbeiten. Alle noch in der Uebergangsperiode von der Herdfrischerei zur Puddlingsarbeit befindlichen Länder und Districte liefern zahlreiche Beispiele der Art. Es ist überdies nicht unwahrscheinlich, daß man für diese seltenen Fälle, wo ein beschränkter Betrieb am Platze ist, dahin gelangen werde, ähnlich wie bei den Frischherden, in ein und demselben Ofen das Frischen und Ausheizen in Verbindung mit Hämmern durchzuführen.

Aus diesen Erörterungen geht hervor, daß allenthalben in jenen Ländern, welche bisher ausschließlich und vorzugsweise die Herdfrischerei betrieben haben, diese überwiegend, aber nicht ausschließlich, zum Flammfrischproceß übergehen soll und muß, insofern es sich dabei um die Deckung des Eisen- und Stahlbedarfs im eigenen Lande handelt. Für die Darstellung besonderer Stabeisen- und Stahlqualitäten wird jedoch eine beschränkte Zahl von Frischherden die Concurrenz mit den Puddlingsarbeiten mit Vortheil und für die Dauer bestehen können. Von der größten Wichtigkeit hierbei ist es aber, daß die den Localverhältnissen passendste Herdfrischerei gewählt

werde, um die bestimmte Stabeisen- und Stahlqualität mit Sicherheit und auf dem billigsten Wege zu erlangen.

Aehnlich den Verhältnissen zwischen Frischherden und Puddlingsöfen, sind die zwischen Hämmern und Walzen. Letztere sind die vollkommneren Maschinen und man ist im Erfolg nicht in dem Maße von der Geschicklichkeit der Arbeiter abhängig, wie bei den Hämmern. Diese dagegen eignen sich mehr für eine beschränkte Production, liefern in mancher Beziehung eine bessere Waare und gewisse Artikel sind füglich nur unter Hämmern zu erzeugen.

Bei der mechanischen Bearbeitung des Frischgutes müssen zwei wesentlich von einander verschiedene Zwecke unterschieden werden, welche gewöhnlich nicht zugleich, sondern nach einander angestrebt und erreicht werden. Der erste Zweck ist das Zusammendrücken des Eisens unter gleichzeitigem Auspressen der Schlacke, oder, wie diese Operation kurzweg genannt wird, das Ganzmachen oder Schweißen des Frischgutes. In der Regel muß dieser mechanische Proceß mit vorhergehender Erhitzung ein oder etliche Mal wiederholt werden, bis eine entsprechend ganze Metallmasse erzielt wird. Die dem zu bearbeitenden Stücke schließlich als Waare zu ertheilende Form wird hiebei nur im untergeordneten Grade berücksichtigt, weil vorerst jedenfalls in höherer Temperatur das Ganzmachen erreicht werden soll. Der zweite hiernach folgende Zweck ist die eigentliche Formgebung, das Ausrecken zur bestimmten Waare. Diese letztere Operation kann und wird in etwas minderer Hitze ausgeführt. Der erstere Zweck wird besser durch den Hammer, der letztere aber entsprechender durch die Walze erreicht, wie durch folgende Betrachtung anschaulich zu machen versucht werden soll.

Man denke sich ein in Schweißhitze befindliches, poröses, unganzes, von Schlacke mehr oder weniger durchdrungenes Stück Eisen (dasselbe gilt vom Stahl) auf dem Ambos liegen. Der erste Hammerstreich wird die getrennten Eisentheile, soweit die Hammerbahn reicht, zusammendrücken, und zwar nur einen Augenblick; dabei wird die Schlacke nach allen Seiten hin in die ungeändert gebliebenen Poren eingepreßt und ein großer Theil davon durch die eingetretene Spannung in den Poren an der Oberfläche mit Gewalt ausspritzen. Obgleich dieser erste Streich auf den kleinen, getroffenen Theil des Eisens einen stärkeren Druck ausübt, als dieses unter den Walzen der Fall sein kann, so wird doch gewöhnlich auf dieselbe Stelle ein zweiter Streich, diesem vielleicht noch ein dritter und vierter folgen, und zwischen den einzelnen Streichen hat die gepreßte Schlacke Zeit

genug, an der Oberfläche auszutreten. Auf solche Weise wird der getroffene Theil des Eisens von der Schlacke gut gereinigt, und das reine Metall zu einem Ganzen vereinigt. Diese Operation schreitet gewöhnlich in derselben Art über einen Theil des schweißend heißen Eisens fort; dann aber wird dasselbe um einen rechten Winkel am Ambos gewandt. Ist nun an den bereits gedrückten Stellen noch Schlacke zurückgeblieben, welche nothwendig den Zusammenhang der Eisenmasse unterbricht, so muß sich das Eisen an diesen unganz gebliebenen Stellen spalten, und die daselbst noch befindliche Schlacke wird jetzt ausgepreßt und die Eisenmasse vereinigt werden, wenn erstere noch flüssig und letztere noch heiß genug ist; oder es wird das sichtlich unganze Eisen die mißlungene Schweißung sogleich anzeigen. Einzelne Schlackenblättchen, wenn sie ringsum von ganzem Eisen umschlossen sind, werden allerdings unbemerkt zurückbleiben. Es muß dieses desto häufiger eintreten, je größer die Bahnfläche des Hammers ist, und wenn nicht zuerst die mittleren, sondern die äußern Theile des zu schweißenden Stückes geschlossen, ganz gemacht, werden. Darum wird auch das mit Hämmern einmal geschweißte Eisen durch eine zweite Schweißung oft noch verbessert, und darum spaltet sich bisweilen ein ganz gut aussehender Zaggel oder sonstiges Material bei der weiteren Verarbeitung oder Formgebung nochmals, besonders wenn diese ebenfalls unter Hämmern (Streckhämmern) vollzogen wird.

Betrachtet man dagegen ein schweißend heißes, dabei poröses, unganzes und durch Schlacken verunreinigtes Stück Eisen zwischen bewegten Walzen, so zeigt sich: Erstens, daß die Walzen auf die einzelnen Theile momentan keinen so starken Druck ausüben, als dies der Hammer thut; mithin kann das Auspressen der Schlacken im Einzelnen nicht so gut geschehen. Zweitens, daß der Druck ununterbrochen fortwirkt, folglich hat die gepreßte Schlacke nicht Zeit genug, an der Oberfläche zu entweichen, sie wird sich zum großen Theil zwischen den Eisentheilen fügen müssen. Drittens, wenngleich das noch schweißend heiße Eisenstück vor dem zweiten Durchgange um einen rechten Winkel gewendet wird, so kann sich das Eisen vermöge des Seitendruckes der Kaliber doch nicht spalten, weshalb auch unvollkommen geschweißte Stellen unbemerkt passiren, es müßten denn sehr ausgedehnte Ungänzen und ungleich dehnbare Eisenlagen vorhanden sein.

Dieses mag hinreichen, die bessere Wirkung des Hammers zum Schweißen des Eisens zu verdeutlichen, wovon man sich übrigens in der Praxis sehr leicht überzeugen kann. Allenthalben, selbst auf

Puddlings- und Walzwerken, wo man eine vorzugsweise gänze, dichte Eisenmasse beabsichtigt, wird vorerst das Ganzmachen derselben unter entsprechenden Hämmern vollbracht, dann erst folgt das eigentliche Formgeben mittelst Walzen. Gewiß ist ein Stabeisen, das mit guten Hitzen unter entsprechend schweren Hämmern mit verhältnißmäßig schmalen Bahnen ausgereckt wurde, ohne die mindeste Ungänze zu zeigen, ein so vollkommen ganzes, dichtes Eisen, wie es im Großen darzustellen überhaupt möglich, und unter Walzen mit einiger Verläßlichkeit nimmermehr zu erreichen ist. Ob aber diesem Vorzuge des gehämmerten Eisens ein großer Werth beizulegen sei, hängt ganz von der speciellen Verwendung desselben ab.

Sehr verschieden von dem Verhalten zum Ganzmachen gestalten sich die gegenseitigen Vor- und Nachtheile zwischen Hammer und Walzen bei dem eigentlichen Formgeben, nachdem das Ganzmachen schon vollbracht ist. Hierbei hat die Wirkungsart des Hammers blos den Vortheil, daß beim Ausrecken die vollkommene Schweißung controlirt wird, indem der Eisenstab an den unvollkommen geschweißten Stellen ungauz und dadurch zum Ausschuß wird, der wieder eigens verbessert werden muß, wogegen solche Ungänzen unter den Walzen wenig oder gar nicht sich zeigen. Aber selbst dieser Vortheil muß dann als Nachtheil angesehen werden, wenn die Verwendung der fertigen Stäbe eine solche ist, daß auf ihre vollkommene Gänze kein besonderer Werth gelegt werden kann; denn in diesem Falle wird man durch das Ausrecken unter den Hämmern ohne Noth viel mehr Ausschuß machen als bei dem Auswalzen, folglich schon dadurch mit den Hämmern kostspieliger fabriciren. In allen übrigen Beziehungen, namentlich in der gleichförmigen Behandlung des Stabes nach seiner ganzen Länge, in der genauen Einhaltung bestimmter Dimensionen, in der Schnelligkeit der Vollendung des Ausreckens, in der verhältnißmäßig zum Productionsquantum viel geringeren Betriebskraft, in den relativ ungleich geringeren Reparaturkosten an der Maschine, in der beziehungsweise geringeren Arbeiterzahl u. dergl. m. ist die Walze im überwiegenden Vortheile. Man kann durchschnittlich rechnen, daß bei Anwendung von Hämmern 2—3 Mal soviel Arbeiterhände, 4—5 Mal soviel Betriebskraft und 2—3 Mal soviel Reparaturkosten erforderlich sind als bei Walzen, um dasselbe Quantum Stabeisen darzustellen.

Die Vortheile der Walzen zum Formgeben sind demnach gegen die Hämmer in dem Maße vorwaltend, daß letztere zu dem Ende nothwendig sehr eingeschränkt werden müssen, wie dieses in der That

schon geschehen ist. Blechhämmer existiren zur Stunde nur in wenigen Staaten noch, und selbst die Streckhämmer würden allenthalben schon zu den Seltenheiten gehören, wenn die Vortheile der Walzen bei einer beschränkten Erzeugungsmenge, zugleich aber sehr mannigfaltigem Waarensortimente in gleichem Maße vorhanden wären. In dem Grade, als die Eisenfabrikation mehr an einzelnen Stellen concentrirt wird, müssen die Streckhämmer, gleich den Blechhämmern, verschwinden und werden endlich auf jene wenigen Artikel beschränkt sein, die unter den Walzen nicht gemacht, wenigstens nicht vollendet werden können, wie z. B. Radschuhe, Pflugbleche, Axen u. dergl.

Lange Zeit war das gewalzte Stabeisen unbedingt für schlechter gehalten, als das gehämmerte. Dieserwegen wurde das gewalzte Stabeisen schließlich in gelinder Glühhitze nochmals unter Hämmern, Planirhämmern, überschmiedet, wodurch eine mehr glatte Oberfläche, ähnlich dem gehämmerten Eisen, erhalten wurde. Indessen gegenwärtig, wo einerseits das Vorurtheil gegen das gewalzte Eisen allenthalben verschwunden ist, und andrerseits durch den häufigen Gebrauch von Sinterschabvorrichtungen und Hartwalzen auch den unter den Walzen vollendeten Gegenständen eine glatte Oberfläche ertheilt wird, sind die Planirhämmer meistens wieder beseitigt worden.

Aus allem dem erhellet unzweifelhaft, daß der Hammer zum Drücken der Luppen, zum Schweißen besonderer Packete oder Stücke, wie als Zeughammer sich forterhalten werde; dagegen zum eigentlichen Ausrecken der geschweißten Stücke zu verschiedenen Platten, Stäben und Façoneisen kann der Hammer die Concurrenz mit den Walzen für die Dauer nicht bestehen.

Um eine richtige Vergleichung der Gestehungskosten zwischen Herdfrisch- und Puddlingseisen, wie zwischen gehämmertem und gewalztem Eisen vornehmen zu können, müssen für beide, insofern dies die Natur des Gegenstandes gestattet, die gleichen Verhältnisse angenommen werden. Es werden daher bei den folgenden Nebeneinanderstellungen stets gleiches Roheisen, gleiche Einheitspreise bei den Löhnungen der verschiedenen Arbeiterkategorieen, und die Darstellung derselben Waare zu Grunde gelegt werden; der Brennstoff muß natürlich ein mehr oder weniger verschiedener sein. Im Weitern wird dabei stets vorausgesetzt, daß auf jeder Seite ein angemessenes mittleres Productionsquantum dargestellt werde. Die veralteten Methoden der Herdfrischerei können dabei in keine Vergleichung gezogen werden, sondern nur die verbesserten, neuen Manipulationen.

Um aus angekauftem (nicht zu den Gestehungskosten berechneten)

weißen, leicht frischenden Roheisen die currenten, gröberen (also billigsten) Stabeisensorten zu produciren, belaufen sich unter günstigen Verhältnissen die Kosten für 100 Pfd. Waare:

a) bei der Schwallarbeit:

116 Pfund Roheisen pro Centner 4½ fl. . . .	5 fl.	3 kr.
20 Kubikfuß weiche Holzkohle Netto-Verbrauch à 5 kr.	1 =	40 =
an Arbeitslöhnen	— =	30 =
Reparaturkosten sammt Materiale	— =	15 =
Regiekosten (ohne Capitalsinteressen)	— =	17 =
Zusammen	7 fl.	45 kr.

b) bei der Lancashire Frischmethode mit Schweißherden:

120 Pfund Roheisen pro Centner 4½ fl. . . .	5 fl.	24 kr.
20 Kubikfuß weiche Holzkohle Netto-Verbrauch à 5 kr.	1 =	40 =
an Arbeitslöhnen	— =	36 =
Reparaturkosten sammt Materiale	— =	15 =
Regiekosten	— =	17 =
Zusammen	8 fl.	12 kr.

c) bei der Lancashire Arbeit mit Schweißöfen:

124 Pfund Roheisen pro Centner 4½ fl. . . .	5 fl.	35 kr.
14 Kubikfuß weiche Holzkohle à 5 kr. . . .	1 =	10 =
an Arbeitslöhnen	— =	30 =
Regiekosten	— =	16 =
Zusammen	7 fl.	53 kr.

d) bei der Flammfrisch- und Schweißarbeit mit Holz: *)

125 Pfund Roheisen pro Centner 4½ fl. . . .	5 fl.	37 kr.
18 Kubikfuß Scheitholz, 108 Kubikfuß oder 1 W. Klafter zu 5½ fl.	— =	55 =
an Arbeitslöhnen	— =	28 =
an Reparaturkosten sammt Materiale . . .	— =	20 =
an Regiekosten (ohne Interessen)	— =	15 =
Zusammen	7 fl.	35 kr.

*) Unter der Voraussetzung, daß wenigstens 50,000 Centner erzeugt werden, widrigenfalls die Regiekosten bedeutend und die Reparaturkosten etwas höher ausfallen.

c) bei der Flammfrisch- und Schweißarbeit mit Braunkohlen.

128 Pfund Roheisen à 4½ fl.	5 fl.	45 kr.
250 Pfund Braunkohle à Centner 15 kr.	— "	37 "
an Arbeitslöhnen	— "	28 "
an Reparatur sammt Materiale	— "	20 "
an Regiekosten	— "	12 "
Zusammen	7 fl.	22 kr.

Um aus erkauftem grauen und halbirten Roheisen einen Centner ordinäres Stabeisen zu erzeugen, kostet es dagegen durchschnittlich:

a) bei der Kleinfrischerei:

122 Pfund Roheisen à 4½ fl.	5 fl.	11 kr.
18 Kubikfuß vorgemessene Holzkohle à 5 kr.	1 "	30 "
an Arbeitslöhnen	— "	30 "
an Reparaturkosten sammt Materiale	— "	15 "
an Regiekosten	— "	18 "
Zusammen	7 fl.	44 kr.

b) bei der Flammfrisch- und Schweißarbeit mit Holz:

128 Pfund Roheisen à 4½ fl.	5 fl.	26 kr.
20 Kubikfuß Scheitholz à 3 kr.	1 "	— "
an Arbeitslöhnen	— "	30 "
an Reparaturkosten	— "	21 "
an Regiekosten	— "	16 "
Zusammen	7 fl.	33 kr.

Wenn die Roh- und Stabeisenproduction in der Hand eines Besitzers vereinigt ist, überhaupt das Roheisen nur zu den Gestehungs- und Frachtkosten der Stabeisenfabrikation angelastet wird, dann stellt sich der Centner um 1—1½ fl. Conv.-M. billiger.

Diese idealen Beispiele von Gestehungskosten-Berechnung genügen, um zu ersehen, daß bei der Grobeisenerzeugung, abgesehen von den Auslagen für Roheisen und Brennstoff, die sonstigen Selbstkosten nicht viel differiren, und im Allgemeinen zu 1 fl. pro Centner angenommen werden können.*) Man kann diese Auslagen bezeich-

*) Diese Differenz wird dann um so kleiner und kann selbst zum Vortheil der Herdfrischerei ausfallen, wenn mit der Frischfeuer-Ueberhitze gleichzeitig gepuddelt wird, wie S. 260, I. Bd. des Tunner'schen Werks, angedeutet worden ist. In Reichenau kömmt auf je 2 Herdfrischungen eine Charge mit 300—350 Pfd. Roheiseneinsatz im Puddlingsofen. Die erzeugten Puddlingsmassen werden in Herden oder Oefen, ähnlich der Lancashirer Arbeit, ausgeschweißt.

nend Hüttenkosten nennen. So wie bei der Roheisenerzeugung die Hüttenkosten im Allgemeinen zu 24 kr. Conv.-M. oder 1 fl. W. W. anzuschlagen sind, so stellen sich demnach jene bei der Stabeisenbereitung durchschnittlich zu 1 fl. C.-M., was des einfachen Verhältnisses wegen hier bemerkt zu werden verdient. Ferner zeigen diese Gestehungskosten, daß in Inneröſterreich schon gegenwärtig durch den Flammfrischproceß mit Holz, noch mehr mit mineralischem Brennstoff, das Grobeisen billiger dargestellt werden kann, als durch die Herdfrischerei. Mit den steigenden Preisen des vegetabilischen Brennstoffes muß dies Verhältniß immer mehr zu Gunsten des Puddlingsprocesses ausfallen. Bei den feineren Stabeisen und Blechen, überhaupt bei allen Artikeln der Art, welche mehr mechanische Arbeit fordern, neigt sich das Uebergewicht in noch größerem Maße von den Hämmern auf die Seite der Walzwerke. Ingleichen können schwere Stücke vortheilhaft nur aus Schweißpacketen, also mit Flammschweißöfen und großen Dampfhämmern producirt werden. *)

Die Berechnung der Gestehungskosten bestätigt demnach vollkommen, was in dem Vorhergehenden angedeutet wurde, nämlich, daß die Hammerwerke von den billiger producirenden Puddlings- und Walzwerken nothwendig bis auf jenen, vergleichungsweise geringen Bedarf an Stabeisen und Stahl verdrängt werden müssen, bei welchem die Qualität des in Herden entsprechend gefrischten und gehämmerten Gutes specielle Vortheile bietet. Auf diese Artikel, die hier nicht namhaft gemacht werden können, soll und muß sich die Herdfrischerei verlegen, oder den Streit mit den Puddlingswerken je eher, desto besser, ganz aufgeben. Der Frischherd befindet sich gegenüber dem Puddlingsofen nicht in derselben glücklichen Lage, wie bei der Roheisenproduction der Holzkohlenhohofen gegenüber dem Kokshohofen; denn das Holzkohlenroheisen ist beinahe zu allen Zwecken bedeutend (ungefähr um 25 %) mehr werth, als das Koks- oder Steinkohlenroheisen, während dem Herdfrischeisen nur

---

*) Zugleich ist bei dieser Gestehungskostenberechnung und dem Inhalte des Vorhergehenden gleichsam zwischen den Zeilen auch der Grund zu lesen, warum manches neue Puddlings- und Walzwerk nicht gedeihen will, das an der Stelle früherer Hämmer errichtet worden ist. Mit der Abnahme des Productionsquantums steigt rasch die Regie pro Centner Erzeugung, wodurch die Gesammtkosten am Ende größer, als beim Herdfrisch- und Hammereisen werden. Wird dieses nicht gleich bei der Anlage eines Puddlings- und Walzwerkes geziemend beachtet, so wird bald die Betriebskraft oder der Betriebsfond, häufig beides zugleich, ungenügend zu einem vortheilhaften Werksbetriebe.

für einige besondere Verwendungen wirklich ein höherer Werth zukömmt.

Ueber das zu Rothehütte am Harz producirte Puddeleisen, mit Bezug auf dessen Verarbeitung, hat Bergrath Werlisch zu Clausthal, in der Freiberger berg- und hüttenm. Zeit., 1859, No. 2 u. ff. eine beachtenswerthe Arbeit geliefert, auf welche verwiesen wird.

Viertes Kapitel.

Stahlfabrikation.

Ueber die chemischen und physischen Eigenschaften des Stahls und über seine verschiedenen Sorten enthält das schon wiederholt erwähnte Werk von Wiebe, S. 238 ff., viel Wichtiges; eben so auch der Tunner'sche Hammermeister, Bd. I. S. 53 ff. Wir verweisen auf beide Werke.

In Frankreich sind neuerlich zwei Werke über Stahlfabrikation erschienen, die wir hier zwar nennen, aber bemerken wollen, daß wir sie mit weit größeren Erwartungen zur Hand genommen, als wieder herausgelegt haben:

Traité de l'Acier, Théorie, Métallurgie, Travail pratique, Propriétés et Usages. Par H. C. Landrin fils, Ingénieur civil. Paris, 1859.

Etudes théoriques et pratiques sur les Propriétés et l'Emploi de l'Acier par J. B. J. Dessoye, ancien Manufacturier. Avec une Introduction et des Notes par Ed. Grateau, Ingénieur des Mines. Paris, 1859.

Die von dem österreich. Ingenieur Meißner angestellten Versuche über die Festigkeit des Stabeisens und Stahls haben wir schon im vorigen Kapitel, S. 262 erwähnt; eben so auch die Arbeit über die Bestimmung des Kohlenstoffgehalts im Stahl von Löwe, im ersten Kapitel, S. 186.

Die Darstellung des Rohstahles in Frischherden ist in dem im vorigen Kapitel näher erwähnten Tunner'schen Hammermeister, Bd. II. S. 222 ff., besonders was die steiersche, kärntnerische, tyroler und paaler Rohstahlarbeit betrifft, sehr gründlich behandelt.

Ueber die Fabrikation des Puddelstahls nebst Bemerkungen über dessen Verwendung hat der engl. Stahl-

werksbesitzer William Clay im Journ. of the Society of arts und daraus im Polytechn. Journal, Bd. 148, S. 40 ff., eine sehr beachtenswerthe Arbeit geliefert; allein da dieselbe aus dem englischen Gesichtspunkte verfaßt ist und beweist, daß man in England in der Puddelstahlerzeugung noch nicht weit gekommen ist, für Deutschland daher fast nichts Neues enthält, so verweisen wir hier nur auf die Arbeit.

Ueber Verbesserungen in der Cementstahlfabrikation und über die Verwendung desselben als Eisenbahnmaterial und zu andern Zwecken hat der Engländer Dodd in dem London Journal of arts und daraus im Polytechn. Journal, Bd. 149, S. 180 ff., eine Arbeit geliefert, die wir hier mittheilen:

Das gewöhnliche Verfahren bei der Cement- oder Brennstahlbereitung besteht bekanntlich darin, die Eisenstäbe in abwechselnden Schichten, mit Holzkohlenpulver zwischen denselben, in thönerne Kästen zu legen und nachdem dieselben auf diese Weise angefüllt sind, obenauf eine Schicht von einer feuerfesten Substanz, wie Sand, Lehm rc. zu bringen, um die äußere Luft auszuschließen. Hernach werden die Zuglöcher in dem Gewölbe geöffnet, es wird der Ofen gefeuert und die Hitze 7 bis 9 Tage unterhalten. Man läßt dann den Ofen langsam so weit erkalten, daß man unter das Gewölbe gelangen und die Cementirkästen entladen kann. Die Stabeisenstangen sind nun in rohen Cementstahl, sogenannten Blasenstahl verwandelt; der ganze Proceß beansprucht 16 bis 19 Tage. Der Blasenstahl wird nun entweder in Bündel oder Packete zusammengelegt, in einem Ofen ausgeschweißt und dann ausgeschmiedet und ausgewalzt (gegerbt), ein Proceß, der auch wohl wiederholt wird; oder man zerschlägt die Cementstahlstäbe in Stücke, welche in Tiegeln, unter einer Decke geschmolzen, in Eingüsse ausgegossen und auf diese Weise in Gußstahl verwandelt werden, der ausgeschmiedet und ausgewalzt wird. H. Dodds von Rotherham verfolgte eine Reihe von Versuchen, die einige Jahre früher in der Stahlfabrik seines Vaters mit mehr oder weniger gutem Erfolg ausgeführt worden waren, und construirte einen Ofen, welcher geladen und entladen werden kann, ohne daß die Hitze in demselben sich wesentlich vermindert. Man erspart daher zuvörderst die Zeit, welche bei dem gewöhnlichen Verfahren zur Abkühlung des Ofens erforderlich ist, damit ein Arbeiter in denselben gelangen kann. Ueberdies gelang es ihm durch Abänderung der Cementirungs-Materialien den Proceß zu beschleunigen. Die Feuerung des Ofens, welche bei dem alten Verfahren 7 bis 9 Tage dauerte, braucht bei

seinem Verfahren nur 3 bis 5 Tage unterhalten zu werden. Die Oefen sind in beiden Fällen von ähnlicher Größe und auch die Materialien, mit denen sie betrieben werden, sind fast dieselben. Die dadurch erzielte Ersparniß an Brennmaterial (Steinkohlen) beläuft sich auf 50 Proc., noch mehr wird an Zeit gespart, ohne daß die Qualität des Products im Geringsten beeinträchtigt wird.

Dodd's Verfahren zur Bereitung des Cementstahls besteht darin, das Eisen in dem Ofen mit Holzkohle zu bedecken, die mit etwa 6 Proc. Kalk und etwa 2 Proc. calcinirter Soda vermengt ist, und dann das Ganze einer starken Steinkohlenfeuerung auszusetzen, welche gewöhnlich 75 Stunden oder 3⅛ Tag unterhalten wird. Nachdem man dann den Ofen nur wenig abkühlen ließ, werden die vollständig cementirten Stäbe aus demselben gezogen. Da die Verwandlung der Eisenstäbe in Cementstahl nur nach und nach von Außen nach Innen fortschreitet, so kann sie auf einer beliebigen Grenze unterbrochen werden, indem man die Stäbe aus dem Ofen nimmt.

Man kann somit der entstehenden äußern Rinde von reinem Stahl jede erforderliche Dicke ertheilen, während im Innern ein Kern von Stabeisen bleibt. Auf diese Weise erhält man ein Material, welches für manche Zwecke weit besser, als Eisen oder Stahl für sich allein ist, indem es die Härte des Stahls mit der Zähigkeit des Stabeisens verbindet.

Wir wählen als Beispiel der Anwendung dieses wichtigen Processes die Härtung der Laufbahn der Eisenbahnschienen, welche man gegen die Abnutzung durch die darauf rollenden Räder dadurch schützt, daß man auf ihrer Oberfläche eine Stahldicke von $^3/_{16}$ Zoll erzeugt. Eine solche, mit Stahl umgebene Schiene, deren Kern aus unverändertem zähen Eisen besteht, wird wenigstens eine dreimal längere Dauer haben, als eine gewöhnliche. Den daraus hervorgehenden ökonomischen Vortheil kann man auf folgende Weise annähernd schätzen:

Nimmt man die Gesammtlänge der englischen Eisenbahnen zu 8000 englischen Meilen an und rechnet auf jede Meile doppeltgleisiger Bahn 220 Tonnen (à 20 Ctr.) Schienen, so macht dies 1,760,000 Tonnen, welche à 8 Pfd. Sterling per Tonne 14,080,000 Pfd. St. kosten. Sie müssen, wie man annehmen kann, alle 7 Jahre mit neuen ausgewechselt werden, während Schienen mit stählernen Oberflächen wenigstens dreimal so lange, also 21 Jahre dauern würden.

Bei den jetzigen Schienen (von gepuddeltem Eisen) würde eine dreimalige Erneuerung derselben kosten

	3 × 14,080,000 Pfd. St.
	42,240,000 „ „
Davon geht ab der Werth von zwei Sätzen alter Schienen zum halben Preise . .	14,080,000 „ „
Gesammtkosten in 21 Jahren	28,160,000 Pfd. St.
Verstählte Schienen, à 9 Pfd. St. 10 Schill. die Tonne	16,720,000 „ „
Es wird demnach blos an Schienen erspart	11,440,000 Pfd. St.

Da zwei Auswechselungen erspart werden, so dürfte sich auch eine Auswechselung von Schwellen ersparen lassen, und dies würde betragen:

Für 8000 Meilen Schwellen, 28,000,000 Yards per Stück 4 Schilling	5,600,000 Pfd. St.
Das Legen à 1 Schilling per Yard . .	1,400,000 „ „
Ersparung in 21 Jahren	18,440,000 Pfd. St.
„ in einem Jahre	878,095 Pfd. St.

Dies beträgt auf die englische Meile eine jährliche Ersparniß von 110 Pfd. Sterl.

Auch die Weichenzungen und Schienen für die Kreuzungen werden, von demselben Material angefertigt, wesentliche Ersparungen gewähren, besonders auf den Stationen, wo ein sehr bedeutender Güterverkehr stattfindet, folglich die Abnutzung dieser Theile gegenwärtig sehr bedeutend ist und öftere Auswechselungen erforderlich macht.

Es versteht sich von selbst, daß derselbe Proceß auch für andere Gegenstände aus Stabeisen, welche eine gewisse Härte beanspruchen, zu empfehlen ist.

Herr Dodd befolgte, wie erwähnt, bei der Construction seines Ofens das Princip, ihn so lange im Feuer zu erhalten, bis man ihn wegen erforderlicher Reparaturen außer Betrieb setzen muß.

Fig. 7, Taf. VI, ein halber Querdurchschnitt des Ofens, und Fig. 8 ein Längendurchschnitt durch die Mitte, zeigen einen einfachen Ofen mit einem Cementirkasten, welcher nur an einem Ende offen ist; Fig. 9 und 10 stellen in ähnlichen Durchschnitten einen doppelten Ofen mit zwei Kästen dar, welche an beiden Enden offen sind. Dieselben Buchstaben bezeichnen in allen Figuren entsprechende Theile. A ist der Feuerrost unter den Cementirkästen B, B, welcher mit einer Reihe von Kanälen C C in Verbindung steht, die zu beiden Seiten der Kästen zu der Kuppel D gehen, aus welcher die Oeffnungen E, E

in die Esse F führen. Eine Esse ist in der Mitte an jeder Seite des Doppelofens angebracht und veranlaßt eine gleichförmige Vertheilung der Hitze durch den Ofen. Alle inneren Theile, welche der unmittelbaren Einwirkung des Feuers ausgesetzt sind, bestehen aus feuerfesten Steinen.

Bei den Oefen, worin Eisenbahnschienen verstählt werden, ist ein krahnartiger Apparat angebracht, um die Schienen genau horizontal einzuführen und auf das Cementirpulver zu legen. Nachdem eine Lage eingebracht ist, wird mit einer großen Schaufel das Cementirmaterial eingeführt und recht gleichförmig über den Schienen verbreitet; die Dicke einer solchen Schicht beträgt etwa 3/4 Zoll. Auf diese Schicht kommt wieder eine Schienenlage, dann wieder eine Cementirpulverschicht u. s. f. bis der Kasten beladen ist, worauf die Thür an seinem Ende verschlossen und verstrichen wird. Es beginnt alsdann der Cementirproceß; während des Ladens ist die Temperatur im Ofen nur wenig vermindert worden. Beim Herausnehmen der cementirten Stäbe x aus dem Ofen wird das Pulver in einen eisernen Kasten gezogen, und wenn derselbe voll ist, so wird etwas Wasser darauf gesprengt und ein dicht schließender Deckel darauf gelegt, um die atmosphärische Luft abzuhalten. Auf diese Weise bleibt der größte Theil des Cementirpulvers für die folgenden Processe erhalten; es hat sich gezeigt, daß es für drei auf einander folgende Chargen benutzt werden kann, wenn man jedesmal nur etwa 10 Procent frisches Material zusetzt.

Eigenthümlich geformte Artikel erfordern natürlich besondere Ofeneinrichtungen, z. B. die Verstählung der Radkränze, die Härtung ihrer Lauffläche vermindert die für die Eisenbahnzüge erforderliche Triebkraft wesentlich, weil beim Rollen von Stahl auf Stahl die Reibung sehr gering ist. Auch Axen- oder Zapfenlager, sowohl für Maschinen als für Tender und Wagen, werden zweckmäßig mit einer Stahloberfläche versehen. Außer diesen schweren Artikeln können aber auch sehr viele andere, kleinere und leichtere, ebenfalls mit Vortheil dem Proceß unterworfen werden; dahin gehören Werkzeuge und Geräthe, die aus Stabeisen geschmiedet und dann theilweis oder gänzlich in Stahl umgewandelt werden. Herr Dodd hat selbst sehr gute schneidende Werkzeuge, welche auf diese Weise verfertigt wurden, in Gebrauch. Schaufeln und viele andere derartige Gegenstände, wie sie im Haushalt und in der Landwirthschaft benutzt werden, lassen sich, nachdem sie aus Eisen angefertigt und auf die erforderliche Tiefe in Stahl umgewandelt wurden, eben so gut schleifen und abrichten,

wie die von vornherein aus Stahl hergestellten. Feilen werden aus Stabeisen geschmiedet, dann gehauen, hierauf cementirt und endlich gehärtet.

Tyres mit verstählter Lauffläche sind seit längerer Zeit in England auf der Caledonischen und auf der Midland-Bahn in Gebrauch und haben nur wenig durch die Reibung gelitten. Auf der London-Brücke-Station hat man Schienen mit Stahloberfläche 18 Monate lang bei einem sehr starken Güterverkehr benutzt, ohne daß sie wesentlich abgenutzt wurden, während gewöhnliche Schienen nach drei Monaten ausgewechselt werden mußten.

Ueber den Uchatius'schen Gußstahl, von dem wir im 1. Bd. S. 465 das bis dahin Bekannte mitgetheilt haben, bemerken wir nach dem „Berggeist" 1858, Nr. 16, Nachstehendes:

In der Nähe von Paris, zu Precy, wurde auf dem Eisenwerke von Huin und Coslassen ein Musterstahlwerk errichtet, welches seit Mitte Mai vorigen Jahres im Betriebe ist. Auch in England wurden mit dieser Methode großartige Versuche unter Leitung von Hrn. Lenz angestellt und zwar zuerst auf den Albion-Engine-Works zu London, später auf den Werken der Ebbw.-Vale-Ironworks-Company, bei denen vollkommen günstige Resultate erzielt wurden. Auch gelang es gewöhnliches Roheisen durch vorheriges Raffiniren zur Stahlfabrikation brauchbar zu machen.

Bisher mußte die Stahlbereitung immer in Schmelztiegeln geschehen, doch gelang es auch Lenz in einem eigens construirten Ofen 500 Pfd. Gußstahl mit einmal ohne Schmelztiegel zu erzeugen. Die neue Gußstahlhütte der Ebbw.-Vale-Company ist zu 1000 Tiegelöfen zu je 2 Schmelztiegeln projectirt, von denen jeder Tiegel täglich 1 Ctr. Gußstahl liefern soll.

Nach demselben Verfahren werden die Scheffielder Stahlfabrikanten Spencer & Son arbeiten. Die bisher aus Uchatiusstahl angefertigten Feilen und Schneidewerkzeuge sollen sich als ganz gut bewährt haben, und beabsichtigt man diesem Material auch eine weitere Anwendung beim Maschinenbau und in der Eisenbahntechnik zu verschaffen, namentlich zu Radkränzen, Kesselblechen, Eisenbahnschienen u. s. f. Die Fabrikationskosten stellen sich nach unserer Quelle zur Erzeugung von 1000 Kilogr. Gußstahl wie folgt:

	In England Francs	In Frankreich Francs
950 Kilogr. Eisen granulirt	170	200
200 " Eisenoxyd pulverisirt	18	10
3000 " Koke	54	170
Tiegel	30	40
Arbeitslohn	75	70
Ausscheiden oder Walzen zu größern Dimensionen	80	100
Andere Unkosten	20	18
Im Ganzen	447	608

Unter den Fabrikationskosten spielen die Ausgaben für Brennmaterial, Tiegel und Arbeitslöhne die Hauptrolle, und sind dieselben mit dem Schmelzverfahren in Tiegeln eng verbunden. Ehe es nicht gelingt, den Gußstahl ohne Tiegel in Flammöfen darzustellen, wird er nie die Rolle spielen können, welche ihm allgemein zugedacht wird. Daß dieses früher oder später geschehen werde, ist wohl nicht zu bezweifeln. Uebrigens erinnern wir uns schon vor 2 Jahren auf einem ausländischen Werke einen Gußstahlofen ohne Tiegel gesehen zu haben, welcher täglich bis zu 80 Ctr. Gußstahl aus Cementstahl erzeugte; derselbe war nach dem anerkannten Principe eines Löthrohrgebläses, wenn wir nicht irren von einem deutschen Ingenieur construirt, erzeugte mit Leichtigkeit die zum Stahlschmelzen erforderliche Hitze und konnte auf das Genaueste regulirt werden, so daß der Abbrand an Stahl auf das Minimum reducirt wurde.

Stahl mit Wolfram legirt. — Die Benutzung des Wolframs zur Stahlfabrikation, worauf in England ein Patent ertheilt wurde, welches wir sogleich näher erwähnen, rührt von dem Chemiker F. Köller her. Die ersten Versuche darüber wurden in dem Stahlwerk Reich-Raming in Oesterreich angestellt. Sie ergaben, daß durch Zusatz von Wolfram zum Gußstahl die Dichtigkeit desselben erheblich vergrößert wird, daß der Stahl mit 5 Proc. Wolframgehalt einen gleichmäßigen hellgrauen Bruch besitzt und daß er sich gut schweißen läßt. Ferner wird angegeben, daß der Wolframstahl den besten gewöhnlichen Stahlsorten an Güte überlegen sei und zum Zerbrechen eine fast doppelt so große Kraft erfordern, als diese. Versuche über diesen Stahl seien auch in Berlin und in Göttingen angestellt worden und in Bochum in Westphalen werde derselbe bereits fabricirt. Nach Köller kann das Wolfram auch noch andere Anwendungen finden. Wolframsaures Natron kann in vielen Fällen mit Vortheil

statt der Zinnsalze in der Färberei und Druckerei angewendet werden, namentlich auf Wolle und Seide. Die Wolframsäure sowohl, als das daraus zu erzeugende blaue Oxyd kann als Farbe benutzt werden. Durch Mischung von beiden kann man ein schönes Grün erhalten. Wolframsaures Zinkoxyd, durch Fällung eines Zinksalzes mit wolframsaurem Natron zu erhalten, bildet ein schweres weißes Pulver, welches sehr gut statt Bleiweiß zur Bereitung weißer Oelfarbe benutzt werden kann. In England fängt man an durch Fällung von wolframsaurem Natron mit einem Barytsalz wolframsauren Baryt darzustellen. (Technologiste, August 1858, S. 1303.)

Auf die Anwendung des Wolframs zur Stahlbereitung und zur Anfertigung von Legirungen ist der Engländer Rob. Oxland patentirt und es theilt darüber das Polytechn. Centralblatt 1858, S. 1241, nach dem Repertory of Patent Inventions Nachstehendes mit:

Als Material benutzt man das Mineral-Wolfram, welches zunächst durch Pochen und Waschen möglichst gereinigt wird, worauf man es, wenn Schwefelkies oder Arsenikkies dabei ist, röstet und dann nochmals wäscht und zuletzt mit verdünnter Salzsäure behandelt. Das so gereinigte Mineral wird in einen mit Kohle ausgefütterten Tiegel gebracht und dieser in einem Windofen etwa 3 Stunden lang der anfangenden Weißglühhitze ausgesetzt. Dabei findet eine Reduction des Minerals statt und man erhält eine poröse graue Masse, welche aus metallischem Wolfram mit Kohlenstoffeisen und Kohlenstoffmangan besteht. Diese Masse, welche der Patentträger Wolframmetall nennt, kann zur Stahlbereitung angewendet werden.

Eine Legirung von Wolfram mit Eisen kann man auch auf die Weise entstehen lassen, daß man das gereinigte Wolframmineral beim Hohofenbetriebe oder in einem Cupolofen mit aufgiebt. Man nimmt etwa 30 Proc. des Gewichtes des Eisens an Wolframmineral, doch kann dieses Verhältniß abgeändert werden, indem, wenn man weniger nimmt, die Härte des Products geringer ausfällt. Das Wolfram ist in demselben fest mit Eisen verbunden, so daß es durch nachheriges Raffiniren oder Puddeln nicht wieder entfernt wird. Die Verbindung von Gußeisen mit Wolfram wird in gewöhnlicher Manier gefrischt und sodann nach dem gewöhnlichen Verfahren in Cementstahl verwandelt. Die Krystallisation des gefrischten Wolframeisens kann durch anhaltendes Hämmern in der Kälte aufgehoben werden.

Indem man Stahl mit Wolframmetall zusammenschmilzt, erhält derselbe nach dem Patentträger eine vorzüglich gute Beschaffenheit.

Die anzuwendende Menge des Wolframmetalls variirt von ½ bis 25 Proc. vom Gewicht des Stahls, je nach dem Grade der Härte und der Dichtigkeit, welche man zu erlangen wünscht. Die bei der Fabrikation des Gußstahls gewöhnlich angewendeten Tiegel und Oefen können auch bei der Darstellung des Wolframstahls benutzt werden, man muß aber 10 bis 20 Minuten vor dem Ausgießen des Stahls die Hitze des Ofens bis zum hellen Weißglühen verstärken.

Ziemlich reines Wolframmetall erhält man durch Behandlung des Wolframeisens oder der durch Reduction des Wolframminerals gewonnenen Masse mit Salzsäure oder durch Reduction von Wolframsäure.

Ueber ein Verfahren beim Gießen von Stahl, wie es in der franz. Fabrik der Gebrüder Jackson, Gaudet u. Comp. angeordnet wird, berichtet das Polyt. Centralblatt 1858, Nr. 11 aus dem Pract. Mechanics Journal, Folgendes:

Nach diesem Verfahren benutzt man beim Gießen von Eisenbahnwagenrädern, Röhren, hohlen Axen u. s. w. aus Stahl die Centrifugalkraft, indem man während des Eingießens des flüssigen Metalls die Formen in eine schnell rotirende Bewegung versetzt. Gegenstände, die auf diese Weise gegossen sind, werden bei gleichem Gewichte viel fester, als wenn sie nach den gewöhnlichen Verfahrungsweisen gegossen worden sind. Man befestigt die Formen für die Eisenbahnwagenräder an dem einen Ende einer Welle, die 500—1000 Umdrehungen in der Minute macht, und gießt das Metall in der Mitte ein. In Folge der Centrifugalkraft verbreitet sich das Metall in der Form, und nachdem diese gefüllt ist, wird unter fortgesetzter Drehung der Form durch die Mittelöffnung ein Dorn eingeschoben, durch welchen der innere Umfang der Nabe geglättet wird. Dann zieht man den Dorn heraus, setzt die Form in Stillstand, hebt den Deckel ab, und das Rad ist fertig. Nach Bedarf kann dasselbe noch unter dem Dampfhammer verarbeitet werden. In ähnlicher Weise werden auch die Stahlröhren für Schiffs- und Locomotivdampfkessel gegossen. Die Form besteht hier aus einer zweitheilichen Röhre, welche während des Gießens durch übergeschobene Ringe geschlossen gehalten wird. Die gegossene Röhre wird dann noch auf einem Walzwerk gestreckt. Hohle Eisenbahnwagenaxen, die ebenfalls auf diese Weise gegossen werden, bearbeitet man noch unter einem Dampfhammer.

Fig. 11 zeigt den Verticaldurchschnitt einer verticalen Form auf der liegenden Welle A, welche in den Ständern B aufgelagert ist und

vermittelst der Riemenscheibe C ihre Bewegung erhält. Die Form D, welche auf der Welle A durch Schrauben befestigt ist, wird durch den aufgekeilten Deckel E geschlossen. Das Metall wird vermittelst einer Gießkelle F eingegossen, welche an einem Krahn aufgehängt und mit einer Mündung G versehen ist. Diese Mündung kann durch einen Propf N, der an dem Ende einer schmiedeeisernen Stange befestigt ist und nach der Angabe in der Zeichnung in die Gießkelle eingeführt wird, geschlossen werden. In dem Lagerständer J liegt ein Dorn I, der vermittelst einer Schraubenspindel und des Handrads K vor- und rückwärts gestellt werden kann. Wenn die Gießkelle G mit flüssigem Gußstahl gefüllt ist, ertheilt man der Welle A mit der darauf befestigten Form eine Geschwindigkeit von 500—1000 Umdrehungen in der Minute. Hierauf zieht man den Propf N aus der Mündung der Kelle heraus und läßt das Metall in die Form einlaufen. Dasselbe verbreitet sich sofort in der Form, wobei die einzelnen Theile einem starken Drucke ausgesetzt sind. Dadurch gewinnen sie erheblich an Cohäsion und geben einen völlig homogenen und blasenfreien Guß. Sobald die Form gefüllt ist, schiebt man den Dorn I in die Nabenöffnung ein, wodurch nicht nur diese geglättet, sondern auch das Metall fest geworden ist, hält die Maschine an, schlägt die Keile heraus, hebt den Deckel E ab und nimmt das Gußstück aus der Form.

Fig. 12 und 13 veranschaulichen den Guß von Stahlröhren. Auf die Scheibe A am Ende der Welle, die wieder eine Geschwindigkeit von 500—1000 Umdrehungen erhält; ist die Form D aufgeschraubt. Dieselbe ist, wie Fig. 13 zeigt, zweitheilig und wird durch die Ringe E zusammengehalten. Nachdem das Metall in die Form eingegossen worden ist, läßt man wieder einen Dorn in dieselbe eintreten, der ähnlich wie der Dorn I in Fig. 11 angeordnet ist, aber eine viel größere Länge hat, damit er durch die ganze Form hindurchgehen kann. Hierauf hält man die Maschine an und zieht die Röhre aus der Form heraus. Die auf diese Weise hergestellten Röhren sind viel fester und billiger, als Kupferröhren. Auch die hohlen Eisenbahnwagenaxen werden mit Vortheil nach diesem Verfahren hergestellt. Sie sind ebenfalls leichter, billiger und fester, als die nach den üblichen Verfahrungsarten fabricirten.

Vierter Abschnitt.

Zink.

Probiren der Zinkerze.

Ueber die Bestimmung des Zinkgehaltes in Erzen und Hüttenproducten durch Titrirung enthält die Preuß. Zeitschr. Bd. II. Abth. B., S. 166 eine vortreffliche Arbeit von Max Schaffner, früher Hüttenchemiker der Gesellschaft Vieille Montagne zu Moresnet, jetzigem Hüttendirector zu Eisenach. Diese Bestimmungsmethode, fälschlich dem Pariser Chemiker Barreswil, der sie nur zuerst bekannt gemacht hat, zugeschrieben, hat den Zweck, dem praktischen Hüttenmanne ein Mittel an die Hand zu geben, mit dem er seine Erze und Hüttenproducte in möglichst kurzer Zeit und mit hinreichender Genauigkeit auf ihren Gehalt an Zink zu untersuchen im Stande ist.

Das Verfahren bei dem Probiren ist das folgende: Man giebt 1 Gramm der zinkhaltigen Substanz in einen kleinen Glaskolben, setzt eine kleine Menge reiner Salzsäure zu und einige Tropfen Salpetersäure, um das Eisen zu oxydiren. Der Kolben wird über einer Weingeistlampe gelind erwärmt.

Nachdem Alles aufgelöst ist, neutralisirt man vorerst die Flüssigkeit mit Ammoniak; dann setzt man ein Gemisch von ätzendem und kohlensaurem Ammoniak bis zum Ueberschuß zu.

Man erwärmt nochmals schwach, filtrirt dann die Flüssigkeit und nimmt zum Auswaschen des Filters destillirtes Wasser, welches einige Tropfen Ammoniak enthält.

Der ammoniakalischen Flüssigkeit, welche alles Zink enthält, setzt man 3 bis 4 Tropfen Eisenchlorid zu, um den röthlichen Niederschlag

zu erhalten; dann gießt man die in der graduirten Röhre enthaltene filtrirte Flüssigkeit (Schwefelnatrium) zu, und berechnet nach dem verbrauchten Volum dieser Flüssigkeit die Zinkmenge.

Wenn man z. B. 23 Kubikcentimeter von der filtrirten Flüssigkeit angewendet hat, wovon jeder Cubikcentimeter 0,0111 Zink entspricht, so wird die analysirte Substanz 23 × 0,0111 = 0,2553 Gr. Zink enthalten. Da von letzterer 1 Gr. aufgelöst wurde, so ist der Zinkgehalt derselben 25,53 Proc.

Wenn die zu probirende Substanz sehr wenig Zink enthält, so behandelt man von derselben 2 Gr.; enthält sie hingegen viel Zink, so reicht ein halbes Gramm hin.

In gewissen zinkhaltigen Materialien, z. B. der Zinkblende, kommt bisweilen Kupfer vor. Die Gegenwart wird durch die blaue Farbe angezeigt, welche die ammoniakalische Flüssigkeit sogleich nach dem Zugießen annimmt.

Würde man in diese blaue Flüssigkeit von der titrirten Flüssigkeit (Schwefelnatrium) gießen, so erhielte man zuerst einen schwarzen Niederschlag von Schwefelkupfer, dessen Farbe sich mit der röthlichen des Eisenoxyds vermischen würde, so daß man den Sättigungspunkt der Flüssigkeit nicht mehr zu erkennen vermöchte.

Man muß daher vorerst das Kupfer durch eine Filtration abscheiden, besonders wenn es in zu großer Menge vorhanden ist.

Ist aber die blaue Farbe schwach, also das Kupfer nur in unbedeutender Menge vorhanden, so kann man die Operation fortsetzen.

Dieselbe Probeflüssigkeit (Schwefelnatrium) läßt sich benutzen, um das Kupfer annähernd zu bestimmen, nachdem man durch eine besondere Probe ermittelt hat, wie viele Cubikcentimeter der Flüssigkeit erforderlich sind, um 0,2 reines Kupfer zu sättigen. — Hierzu löst man reines Kupfer in Salpetersäure auf, dampft es ein wenig ab, setzt Ammoniak in Ueberschuß zu, bis Alles aufgelöst ist und eine schön blaue Farbe entstand. Man läßt in einem Kolben kochen, dann gießt man mit Vorsicht Schwefelnatrium hinein, so lange die blaue Farbe verbleibt und bis sich kein schwarzer Niederschlag mehr bildet. Man beobachtet aufmerksam, wenn dieser Niederschlag aufhört, und durch dieselbe Berechnung, wie sie oben für das Zink angegeben wurde, findet man, wie viel Kupfer 1 Cubikcentimeter Schwefelnatrium-Auflösung entspricht.

Das Verfahren steht zu Moresnet, der Hütte von Vieille-Montagne, in regelmäßiger Anwendung und ist von andern Probirautoritäten,

wie Assessor Kerl in Clausthal, für praktisch tüchtig anerkannt worden. Die Einreden, die Medicinalrath Mohr zu Coblenz in seinem Werke „über Titrirmethoden" (Braunschweig 1856) dagegen erheben will, sind nichtig.

Ueber das soeben beschriebene Schaffner'sche Verfahren der Bestimmung des Zinkgehalts der Zinkerze bemerkt Ch. Barreswil in dem Journal de Pharm., Dec. 1857, S. 431, Folgendes: Das Schaffner'sche Verfahren der Bestimmung des Zinkgehaltes der Erze u. s. w. besteht im Wesentlichen darin, daß man das Zink in ammoniakalischer Lösung durch titrirte Schwefelnatriumlösung fällt, und dabei, um erkennen zu können, wann man genug von dieser Lösung zugesetzt hat, durch Zusatz einiger Tropfen Eisenchlorid etwas Eisenoxydhydrat in der Flüssigkeit entstehen läßt, welches, sobald alles Zink gefällt ist, sich durch Umwandlung in Schwefeleisen schwärzt und dadurch anzeigt, daß man die nöthige Menge der Schwefelnatriumlösung zugesetzt hat. Barreswil hat dies Verfahren oft angewendet und dasselbe immer für sehr gut befunden, an demselben aber die Abänderung angebracht, daß er statt der Flüssigkeit direct Eisenchlorid zuzusetzen, kleine Abtriebsscheiben von verglühetem Porzellan, wie man sie bei Löthrohrversuchen anwendet, benutzt, welche er mit Eisenchlorid imprägnirt und gegen das Ende des Versuches in die kochende Flüssigkeit bringt. Sobald überflüssiges Schwefelnatrium hinzukommt, nehmen diese kleinen Scheiben eine braune Farbe an. Barreswil giebt denselben vor dem in der Flüssigkeit vertheilten Eisenoxydhydrat den Vorzug, weil sie den Punkt, wo man die richtige Menge Schwefelnatriumlösung zugesetzt hat, schneller und sicherer anzeigen. Derselbe bemerkt außerdem, daß es zur Erzielung übereinstimmender Resultate wesentlich sei, die Probe immer in derselben Weise auszuführen, auch immer ziemlich dieselben Mengen Wasser und Reactionsmittel anzuwenden; indem man jedes Mal so viel Substanz nimmt, daß darin nahezu 0,2 Gramme Zink enthalten sind. Bei der Analyse von Zinkblenden erhielt Hr. Barreswil nach diesem Verfahren oft abweichende Resultate, was in dem Vorhandensein von Mangan seinen Grund hatte. Er wendet jetzt, um das Mangan unschädlich zu machen, das Mittel an, daß er die zinkhaltige Auflösung vor dem Zusatz des Ammoniaks mit etwas Chlor versetzt, worauf das Mangan nachher durch das Ammoniak vollständig mitgefällt wird, also nicht in die ammoniakalische Flüssigkeit übergeht.

Medicinalrath Dr. Mohr in Coblenz theilt zwei Methoden zur

maaßanalytischen Bestimmung des Zinkes mit, worüber wir aus dem Polyt. Journ., Bd. 148, S. 113, das Folgende entnehmen:

Sollen maaßanalytische Bestimmungsmethoden dem praktischen Techniker bestimmte Aufschlüsse über den Gang oder das Wesen einer hüttenmännischen Operation geben, so müssen vor Allem die Methoden der Analyse mit einer gewissen Einfachheit einen befriedigenden Grad von Genauigkeit verbinden. Die bisher angewendeten Methoden haben die Anforderungen der Technik nicht befriedigt.

Der erste Versuch, das Zink in seinen Erzen und Legirungen auf dem Wege der Titrirmethode zu bestimmen, rührt von Hrn. Schwarz her. Nach diesem Verfahren wird das Zink in seine ammoniakalische Lösung gebracht und durch Schwefelammonium als Schwefelzink gefällt. Der ausgewaschene Niederschlag wird mit Eisenchlorid digerirt, und die in Folge der Zersetzung entstandene Menge Eisenoxydul mit übermangansaurem Kali ausgemessen. Die Behandlung des Schwefelzinks mit Eisenchlorid schließt eine Fehlerquelle in sich, welche kaum ganz zu vermeiden ist. Die Absorptionskraft des Eisenchlorids zu Schwefelwasserstoff und Schwefelzink ist nicht energisch, in Folge dessen der Luftraum der Zersetzungsflasche bald mehr oder weniger von Schwefelwasserstoff erfüllt ist. Man kann diesem Uebelstande ziemlich gut, jedoch nicht vollständig, dadurch begegnen, daß die Zersetzungsflasche mit einem doppelt durchbohrten Korke verschlossen ist, welcher eine senkrechte Glasröhre trägt, die mit einer Lösung von Eisenchlorid befeuchtete Glassplitter enthält. Indem man die Luft über die Glassplitter saugt, wird sie den größten Theil des Schwefelwasserstoffes an dieselben abgeben. Die analytischen Resultate geben gewöhnlich den Zinkgehalt zu hoch an, weshalb man vermuthen könnte, daß ein Theil des ausgeschiedenen Schwefels eine Oxydation durch das übermangansaure Kali erlitt.

Schaffner (siehe weiter oben) hat ein Verfahren publicirt, welches darauf beruht, daß Schwefelnatrium das Zink aus einer ammoniakalischen Lösung vollständig ausfällt, und er erkennt das Ende der Fällung an der Schwärzung des Eisenoxydhydrates, welche durch einige Tropfen Eisenchlorid hervorgebracht wird. Wie Schaffner ausdrücklich hervorhebt, muß die ammoniakalische Zinklösung verdünnt, die Eisenlösung hingegen concentrirt angewendet werden. Läßt man nun unter den angegebenen Bedingungen aus einer Pipette 3—4 Tropfen Eisenchlorid zufließen, so setzt sich der größte Theil des Niederschlags zu Boden und ein geringer Theil bleibt schwimmend auf der Oberfläche. Läßt man alsdann aus der Bürette Schwefelnatrium

zufließen, so bleibt im Anfange bei noch großen Quantitäten gelösten Zinkes das Eisenoxyd vor der Einwirkung des Schwefelnatriums geschützt. Hat man aber schon über die Hälfte des Zinkes gefällt, so wird das Schwefelzink auf weiteren Zusatz von Schwefelnatrium immer dunkler gefärbt, bis es durch allmälige Farbenübergänge zum reinen Schwarz sich neigt. Es stellt sich nun die Frage, bei welchem Punkte ist das Zink vollständig gefällt und ob die entstehende Färbung ein Anzeichen der vollendeten Zinkfällung ist. Die Beobachtung ist nicht im Stande diese Frage befriedigend zu beantworten. Der Zusatz weniger Tropfen Eisenchlorid bedingt noch einen zweiten Fehler, der aus der Einwirkung des Eisenoxyds auf die alkalische Zinklösung hervorgeht. Das Eisenoxydhydrat ist beträchtlich zinkhaltig und durch Ammon nicht von Zink zu trennen.

Es wurden zur Prüfung 10 Cubikcentimeter Zehend-Normalzinklösung, direct und auch nach vorhergegangener Verdünnung mit 2—3 Tropfen Eisenchlorid versetzt, mit Schwefelnatrium bis zur beginnenden Schwärzung titrirt. Es wurden bei drei Proben 11,8— 12,4—13,4 Cubikcmtr. Schwefelnatrium gebraucht. Mit Anwendung des noch weiter unten zu beschreibenden Verfahrens mit Nitroprussidnatrium wurden 14,7 Cubikcentimeter gebraucht. Erwägt man nun, daß zur Hervorbringung der Endreaction auf dem Reagenzpapier für 25—30 Cubikcmtr. Volum 0,2 Cubikcmtr. Schwefelnatrium erforderlich sind, wovon sich Mohr durch directe Versuche überzeugt hat, so ergiebt sich, daß 10 Cubikcmtr. Zehend-Normalzinklösung durch 14,3 Cubikcentimeter Schwefelnatrium vollständig gefällt wurden.

Obige mit Eisenchlorid gefundene Zahlen sind demnach beträchtlich hinter dem wahren Gehalte zurückgeblieben.

Herr Barreswil (berg- u. h. Z., 1858, Nr. 10), nachdem er die Unzuverlässigkeit des Eisenoxyds erkannt hatte, wendet mit Eisenchlorid getränkte Biscuitscheiben an. Gegen Ende der Zinkfällung werden die sonst rothgelben Biscuitscheiben braun gefärbt. Es wäre jedenfalls anzurathen, die mit Eisenchlorid getränkten Scheiben vorher in eine verdünnte Ammoniaklösung zu tauchen, bevor dieselben zur Probe verwandt würden.

I. Die Zinktitirung mittelst Schwefelnatrium und Nitroprussidnatrium. — Die hier zu beschreibende Methode kann als eine Modification der Schaffner'schen Probe betrachtet werden und setzt ähnliche Bedingungen zur Ausführung voraus. Nachdem sich Mohr von der Unmöglichkeit, das Anzeigen der Endfällung des Zinks in

der Flüssigkeit selbst zu erkennen, überzeugt hatte, versuchte er den Ueberschuß von Schwefelnatrium durch Nitroprussidnatrium-Papier zu erfahren. Nitroprussidnatrium ist das empfindlichste Reagens auf Schwefelalkalien, indem die geringsten Mengen damit eine purpurrothe bis pfirsichblüthrothe Färbung der Flüssigkeit erzeugen. Indessen läßt sich das erwähnte Reagens nicht in der Flüssigkeit selbst als Endreaction gebrauchen, da schon die ersten Zusätze von Schwefelnatrium die intensive Färbung hervorbringen und ein röthlich gefärbtes Schwefelzink bilden. Auch ausgewaschenes Schwefelzink, mit einer Lösung des Reagens übergossen, wird dunkel violett gefärbt. Bei der Prüfung, in welcher Weise Nitroprussidnatrium als Indicator verwendet werden konnte, ergab sich folgendes Verfahren.

Ein Blatt weißes schwedisches Filtrirpapier wird mit einer mäßig verdünnten Lösung des Reagens getränkt und zwischen Filtrir- oder Löschpapier abgetrocknet. In diesem feuchten Zustande wird das Papier auf einem flachen Porzellanteller ausgebreitet und eine Probe der zu prüfenden Flüssigkeit mittelst eines stumpfen Glasstabes herausgenommen. Indem man nun ein Stück gewöhnlichen Filtrirpapiers in der linken Hand haltend auf das Reagenspapier legt, bewirkt man durch Aufdrücken des Glasstabes eine Filtration. Nach Entfernung des oberen Papiers erscheint das untere bei Gegenwart von Schwefelalkalien deutlich gefärbt. Als Titersubstanz empfiehlt sich eine ammoniakalische Zehend-Normallösung von schwefelsaurem Zinkoxydkali. Die krystallisirte Verbindung von der Formel $ZnO, SO_3, KO, SO_3, + 6\,aq$ stellt farblose, harte und schön ausgebildete Krystalle dar. Atomgewicht = 221,64. Zur Darstellung der Zehend-Normallösung wiegt man 22,164 Grm. ab, löst in destillirtem Wasser, übersättigt mit Aetzammon und kohlensaurem Ammon und füllt schließlich die Flasche bis zur Marke mit destillirtem Wasser an. Zu genauen Bestimmungen wendet man vorher ausgekochtes Wasser an.

Um nicht nur die Constanz, sondern auch die Richtigkeit der Resultate zu prüfen, wurden folgende Proben angestellt.

20 Cubikcmtr. Zehend-Normalzinklösung erforderten 8,5 Cubikctmr. Schwefelnatrium bis zum Auftreten der Endreaction. Das Filtrat gab mit einer Lösung von Nitroprussidnatrium eine schwache röthliche Färbung, mit alkalischer Bleilösung eine schwache Färbung in's Braune.

1 Grm. schwefelsaures Zinkoxyd-Kali erford. 19,2 Cubikcentimeter.
1 = = = = = = = 19,2 = =.

19,2 Cubikcmtr. Schwefelnatrium fällen nach obigem Titer 45,17

Cubikcmtr. Zehend-Normalzinklösung, welche 1,0011 Grm. Substanz enthalten.

1) 0,2445 Zinkoxyd verbrauchten 20,3 Cubikcmtr. Schwefelnatrium.
2) 0,2905 „ „ 24,7 „ „

Nr. 1) giebt 0,2445 Grm. Oxyd.
Nr. 2) „ 0,2988 „ „

Bei der Titrirung zinkhaltiger Lösungen, wie sie bei der Galmei- oder Blende-Analyse resultiren, hat man Rücksicht auf das Volum der Flüssigkeit zu nehmen. Man hat sich im Ganzen darnach zu richten, daß die Titerstellung und die Messung der zu prüfenden Flüssigkeit unter möglichst gleichen Verhältnissen geschehe. Man kann sich zweier Verfahrungsarten bedienen, die beide zu befriedigenden Resultaten führen.

Die nach erfolgter Trennung der fremden Metalle resultirende Zinklösung wird mit Schwefelnatrium titrirt und nach erfolgter Notirung der angewandten Cubikcentimeter in einem Stehcylinder das Volum ermittelt.

Man nimmt nun ein gleiches Volum Wasser, setzt etwas Kalilauge zu und ermittelt die Quantität Schwefelnatrium, welche nöthig ist, um die Reaction auf dem Reagenzpapier erscheinen zu lassen. Durch Subtraction der zuletzt gefundenen Zahl von der erst ermittelten findet man die zur Zinkfällung ausreichenden Cubikcentimeter Schwefelnatrium.

Das zweite Verfahren besteht darin, daß man die resultirende Zinklösung zu einem bestimmten Volum, z. B. 300 Cubikcentimeter, verdünnt und einen aliquoten Theil zur Bestimmung verwendet.

Analysen — 1) 1 Grm. sehr schöner Blende wurde in Salpetersäure kochend gelöst und der Ueberschuß der Säure mit kohlensaurem Natron bis zur beginnenden Neutralität abgestumpft; hierauf mit einer Lösung essigsaurem Natron versetzt und durch Kochen das Eisen ausgefällt. Das Filtrat wurde zu 100 Cubikcmtr. verdünnt und 50 Cubikcmtr. mit Schwefelnatrium ausgemessen. Es wurden 30,6 Cubikcmtr. Schwefelnatrium gebraucht. 20 Cubikcmtr. Zehend-Normalzinklösung mit 30 Cubikcmtr. Wasser verdünnt = 7,1 Cubikcentimeter Schwefelnatrium. Hieraus ergaben sich 56,08 Proc. Zink.

2) 0,5 Grm. Blende wie oben analytisch vom Eisen getrennt. Volum der Flüssigkeit nach der Titrirung 175 Cubikcentimeter.

Es wurden gebraucht 31,4 Cubikcentimeter Schwefelnatrium als Abzug für das vermehrte Volum läßt 30,9 Cubikcmtr. Schwefelnatrium. Mit Annahme obigen Titers ergiebt sich die Blende 56,62 Procent enthaltend.

3) 0,3 Grm. Blende ebenso in Lösung übergeführt. Volum nach der Messung = 150 Cubikcentimeter. 0,4 Cubikcmtr. Schwefelnatrium als Ueberschuß für das vermehrte Volum. Im Ganzen wurden gebraucht 31,2 Cubikcentimeter. Es bleiben demnach für das Zink 30,8 Cubikcmtr. Schwefelnatrium = 56,44 Proc. Zink.

Die nach den beiden Verfahrungsarten übereinstimmenden Resultate stellen die Methode als den Anforderungen an die Technik genügend dar.

Es bleibt alsdann einem Jedem überlassen, je nach der Bequemlichkeit das eine oder andere Verfahren zu wählen.

Unter den verschiedenen Methoden, die gerösteten Galmei- oder Blendeproben aufzuschließen, ward das Schmidt'sche Verfahren allgemein empfohlen. Es wird nach diesem Verfahren die fein gepulverte Galmeiprobe längere Zeit mit einer Mischung von reinem und kohlensaurem Ammon in einem verschlossenen Gefäße digerirt. Es soll auf diese Weise nicht gelingen, der Probe vollständig ihren Zinkgehalt zu entziehen und in Lösung überzuführen. Mohr hat sich bei mehreren Proben von der Unzulänglichkeit dieses Verfahrens überzeugt, so daß diese Ammoniak-Extractionsmethode keineswegs zu empfehlen ist. Bei drei Proben wurde Nr. I nach halbstündiger Digestion von dem Rückstand abfiltrirt, und es erwies sich, daß nur 27,2 Proc. Zink ausgezogen waren. Nr. II hatte unter ziemlich ähnlichen Verhältnissen 29,98 Proc. und Nr. III nach einer einen ganzen Tag dauernden Digestion, die noch durch mäßiges Erwärmen unterstützt war, nur 28,34 Proc. Zink ausgezogen. Der Galmei wurde nun mit Salzsäure aufgeschlossen, wodurch er nach einigen Stößen gelatinirte. Nach der Neutralisation mit kohlensaurem Natron wurde auf Zusatz von essigsaurem Natron das Eisen als Oxyd abgeschieden und filtrirt.

Bei der Bestimmung erwies sich der Galmei als 51,67 Proc. Zink enthaltend. Das Schmidt'sche Verfahren hat demnach etwas mehr als die Hälfte des Zinkes ausgezogen. Der Galmei enthält kein schweres Metall und auch kein Mangan.

Das ziemlich häufige Vorkommen manganhaltiger Blenden macht es nöthig, auf dieses Metall bei der Titrirung Rücksicht zu nehmen.

Schaffner läßt die ammoniakalische manganhaltige Zinklösung an der Luft stehen, wodurch das Mangan als Oxydhydrat ausgefällt wird.

Barreswil giebt etwas unterchlorigsaures Natron zu, wodurch das Mangan als Oxydhydrat gefällt wird. Der schwarze Nieder-

schlag soll sich mit dem Eisenoxyd vereinigen und die Fällung durch Schwefelnatrium weiter nicht beeinträchtigen.

Hr. Mohr zieht es vor, die manganhaltige ammoniakalische Zinklösung mit einer Lösung von weinsteinsaurem Alkali zu versetzen, wodurch die Fällung des Mangans vollständig verhindert wird. Durch Schwefelnatrium wird reines Schwefelzink gefällt. Bei geringem Mangangehalt ist die Flüssigkeit beinahe farblos, bei größerem Gehalt schwarzgelb gefärbt. Nach 24 Stunden hat sich der größte Theil des Mangans als braunes Oxydhydrat abgeschieden.

Anhangsweise bemerkt M., daß die Versuche, in gleicher Weise das Kupfer und Blei zu bestimmen, zu nicht befriedigenden Ergebnissen führten. Die Löslichkeit des Kupferoxydes im Ammon und die des schwefelsauren Bleioxyds in einer alkalischen weinsteinsauren Alkalilösung deuteten darauf hin, nach vollendeter Fällung den Ueberschuß des Schwefelnatriums durch Nitroprussidnatrium zu erkennen. Die Resultate differirten sehr durch die Neigung der Schwefelmetalle, Salze und auch Schwefelnatrium in sich zu verdichten. Giebt man zu einer alkalischen Bleilösung einen großen Ueberschuß von Schwefelnatrium, so stellt nach einigem Warten das Filtrat nur eine schwache Natronlauge dar.

II. Eine Zinktitrirung auf jodometrischem Wege. — Wenn man eine verdünnte Lösung von Ferridcyankalium mit Salzsäure und Jodkalium versetzt, so tritt keine Einwirkung ein und die Körper bleiben in der Form, wie sie zugesetzt wurden. Setzt man aber unter diesen Verhältnissen eine neutrale Zinklösung zu, so tritt Jodausscheidung ein und aller Ferridcyanwasserstoff ist in Form von Ferrocyanzink gefällt nach folgender Formel:

$$1)\quad Fe_2\,Cy_3,\,3\,CyH + JH + 4\,ZnO\,(SO_3)$$
$$= (FeCy,\,2\,Zn\,Cy) + J + HO.$$

Indem man die frei gewordene Menge Jod mit einer Zehend-Normallösung von unterschwefligsaurem Natron titrirt, bis die Flüssigkeit auf Zusatz von Stärkelösung entfärbt ist, läßt sich aus dem angewendeten Volum mit großer Genauigkeit der Ferridcyangehalt ermitteln.

Giebt man aber zu einer Zinklösung eine Lösung von Jodkalium und dann Ferridcyankalium im Ueberschuß, so ist die ausgeschiedene Menge Jod dem Zinkgehalt entsprechend nach folgender Gleichung:

$$2)\quad Fe_2\,Cy_3,\,3\,ZnCy + 2\,JK = (FeC,\,2\,ZnCy)$$
$$+ (FeCy,\,2\,KCy) + 2\,J.$$

Reines, frischgefälltes und ausgewaschenes Ferridcyanzink wurde mit Jodkalium versetzt und nach kurzer Dauer, als das Ferrocyanzink schon in Flocken sich zeigte, mit schwefligsaurem Natron bis zum Verschwinden der Jodfärbung versetzt und abfiltrirt. Zum Filtrat wurde Eisenchlorid hinzugefügt und eine intensive Bläuung bekundet die Gegenwart der Ferrocyanwasserstoffsäure. Ein anderer Theil vom Filtrat wurde mit einer Lösung von salpetersaurem Quecksilberoxydul in geringem Ueberschuß versetzt und mit kohlensaurem Natron bis zum vorwaltenden Alkali versetzt. Das Filtrat müßte nun, wenn Cyan ausgetreten wäre oder sich Jodcyan gebildet hätte, Cyanquecksilber enthalten. Zur Zersetzung der noch vorhandenen mit in Lösung übergegangenen Quecksilberverbindung wurde Schwefelwasserstoff eingeleitet, vom Schwefelquecksilber abfiltrirt, und die Lösung mit Salpetersäure versetzt; es zeigte sich auf Zusatz von Silberlösung kein Niederschlag. Es war somit die Abwesenheit des Cyans constatirt und bei dem Nachweis des ausgetretenen FeCy erhält die oben angeführte Formel 2) ihre experimentelle Bestätigung. Bei der Ausführung der Methode waren diese Thatsachen von Werth, da es sich herausgestellt hat, daß, wenn man die Zersetzung und die darauf folgende Titrirung in neutraler oder schwach alkalischer Lösung vor sich gehen läßt, die Jodausscheidung geringer ist als dem Zinkgehalt entspricht. Diese Erscheinung ist darin begründet, daß das aus der Zersetzung des Ferridcyanzinks entstandene Ferrocyan seinerseits Jod annimmt und eine Bildung von Ferridcyankalium veranlaßt. Hieran knüpft sich noch eine zweite Frage, die darin besteht, ob das in der sauren Lösung ausgeschiedene FeCy und 2 CyH eine Bildung von Ferrocyanwasserstoff veranlassen können, und ob die Erscheinung auf die Zinktitrirung influirt. Ungeachtet im Filtrat durch Eisenchlorid immer eine starke Bläuung die Gegenwart des Ferrocyans bekundet, so wird die folgende Versuchsreihe und die darauf basirten Berechnungen darthun, daß der genannten Erscheinung nur ein beschränkter Einfluß auf die Zinktitrirung zukommt.

Wenn man zu einer mit Essigsäure versetzten Zinklösung Jodkalium und einen Ueberschuß von Ferridcyankalium zufügt, so ist begreiflich, daß bei einer Bildung von Ferrocyan die Resultate der Analyse differiren müssen, wenn die Ferridcyankaliumlösung nur langsam und unterbrechungsweise oder schnell und in plötzlichem Ueberschuß der Lösung beigemischt wird. Die folgende Versuchsreihe wird darüber belehren.

2,0965 Grm. Zinkoxyd wurden noch warm in ein Glasröhrchen

eingefüllt und als Verlust des Röhrchens gewogen. Die Substanz wurde in reiner Salzsäure gelöst und mit essigsaurem Natron versetzt und das Ganze zu 300 Cubikcmtr. Volum verdünnt.

50 Cubikctr. = 1/6 des Ganzen, enthaltend 0,3494 Grm. Oxyd, wurden zu jeder Probe verwendet. Die Reihenfolge geschah in der Art, daß zur abpipettirten Zinklösung zuerst Jodkalium und dann Ferridcyankalium langsam zugefügt wurde. Nach einer kurzen Weile wurde mit Zehend-Normallösung von unterschwefligsaurem Natron (2/10 At. dieses Salzes im Liter enthaltend) soweit vorgegangen, bis noch ein kleiner Jodantheil vorhanden war. Es wurde nun klare Stärkelösung zugesetzt und der Farbenübergang aus dem Grünen ins Canariengelbe als Endpunkt angesehen (1). Nachdem von der Bürette abgelesen war, wurde ein Ueberschuß von unterschwefligsaurem Natron zugegeben und durch eine gleichwerthige Jodlösung dieser Ueberschuß ermittelt (2). Eine Probe enthielt 0,3394 Grm. Zinkoxyd.

	No. I.	No. II.
1)	= 29,2 Cubikcmtr. = 0,3550.	28,95 Cubikcmtr. = 0,352.
2)	= 28,2 " = 0,3428.	28,5 " = 0,3465.
	No. III.	No. IV.
1)	= 28,8 Cubikcmtr. = 0,3501.	29,1 Cubikcmtr. = 0,3538.
2)	= 28,7 " = 0,3489.	28,8 " = 0,35017.
	No. V.	No. VI.
1)	= ging verloren.	28,8 Cubikcmtr. = 0,3501.
2)	= 29,1 Cubikcmtr. = 0,3416.	28,4 " = 0,3453.

Unterwirft man die erhaltenen Resultate einer näheren Betrachtung, so ergeben sich Differenzen, welche die Grenze der Beobachtungsfehler überschreiten. Die zuweilen gut stimmenden Zahlen differiren jedoch in mehreren Proben um 6—9 Milligramme. Die folgende Berechnung wird zeigen, daß, wenn eine Ferrocyanbildung stattgefunden hat, sie nicht in dem Maße auftritt, wie die Berechnung es ergiebt, wenn 2 Aeq. Ferridcyanzink ein Aequivalent Ferrocyan ausscheiden.

0,3494 Grm. Zinkoxyd würde 0,8896 Ferridcyanzink gebildet haben, was seinerseits 0,250 FeCyH gebildet hätte. 0,250 Grm. FeCyH würden 0,116 Zinkoxyd gefällt haben, was etwa 1/3 der ganzen Menge beträgt.

Nicht nur übereinstimmender, sondern auch viel genauer werden die Resultate ausfallen, wenn man die Reihenfolge der auf einanderfolgenden Reactionen ändert.

Die zu untersuchende Zinklösung wird mit reiner Essigsäure versetzt und eine Lösung von Ferridcyankalium in geringem Ueberschuß zugesetzt, bis eine Probe der klar abgesetzten Flüssigkeit mit Eisenoxydulsalz eine blaue Reaction erscheinen läßt. Man setzt nun Jodkalium zu, wodurch die Flüssigkeit nach einiger Zeit eine mehr braunrothe Farbe annimmt. Nach dem Zusatz der Stärkelösung folgt die Titrirung mit unterschwefligsaurem Natron, hinsichtlich deren Details auf Dr. Mohr's Lehrbuch der Titrirmethode, 2. Lieferung, S. 382, verwiesen wird. Das käufliche Ferridcyankalium ist zu diesem Zwecke nicht zu gebrauchen, da es gewöhnlich Berlinerblau enthält. Es genügt ein einmaliges Umkrystallisiren, um ein passendes Präparat zu erhalten. Die unterschwefligsaure Natronlösung versetzt M. mit einer geringen Quantität zweifachkohlensaurem Natron und füllt kleinere Flaschen damit bis an den Hals an. Wenn man dieselben noch vor dem Lichte schützt, bleibt die Flüssigkeit unbestimmt lange unverändert.

2,2183 Grm. Zinkoxyd wurden in Chlorwasserstoff gelöst und mit essigsaurem Natron versetzt. Das Ganze zu 300 Cubikcentimeter Volum angefüllt, wurden 50 Cubikcmtr. = $^1/_6$ zu jeder Probe genommen. Jede Probe enthielt 0,3697 Grm. Zinkoxyd.

Bei jeder Probe wurden zwei Ablesungen gemacht: die directe Quantität Cubikcentimeter unterschwefligsaures Natron (1); alsdann mit einem Ueberschuß von unterschwefligsaurem Natron versetzt und letzterer Ueberschuß mit Jodlösung ausgemessen.

					Gefunden:	Angewendet:
No. I.	(1)	= 33,55	Cubikcmtr.	S_2O_2	= 0,3714 Gr.	0,3697 Gr.
	(2)	= 30,45	„	„ „	= 0,37024 „	—
No. II.	(1)	= 30,7	„	„ „	= 0,3732 „	—
	(2)	= 30,6	„	„ „	= 0,372 „	—
No. III.	(1)	= 30,45	„	„ „	= 0,37024 „	—
	(2)	= 30,4	„	„ „	= 0,3696 „	—
No. IV.	(1)	= 30,5	„	„ „	= 0,3708 „	—
	(2)	= 30,4	„	„ „	= 0,3696 „	—
No. V.	(1)	= 30,4	„	„ „	= 0,3696 „	—
	(2)	= 30,3	„	„ „	= 0,3684 „	—

Die Genauigkeit dieser Versuche ist so übereinstimmend, daß Hr. M. glaubt, mit Recht diese Methode der Zinktitrirung den Chemikern empfehlen zu können.

Zugutemachung der Zinkerze.

Einige Neuerungen in der Darstellung des Zinks verdanken wir den Gebrüdern G. und J. Darlington in England. Dieselben nehmen die Zinkerze, entweder Blende, Galmei oder irgend ein anderes Zinkerz, zerschlagen oder pochen es bis zu einem gehörigen Grade von Feinheit und geben dann folgende Zuschläge zu, und zwar je nach den verschiedenen Bestandtheilen des zerkleinerten Erzes entweder eine der folgenden Substanzen oder alle — nämlich Kalk, Kalkstein, irgend eine Frischschlacke oder ein natürliches oder künstliches Product, das ein Eisensilicat, Kieselerde oder sonst eine kieselhaltige Substanz, Eisenoxyd, oder Eisen und Koks, oder sonst eine passende kohlenstoffhaltige Substanz liefert. Erze und Zuschläge (entweder nur einer oder alle vorgenannten Stoffe) werden nun in einen Flammenofen gebracht, oder mit Brennmaterial in einen Cupolofen geschichtet, und einer Hitze ausgesetzt, die hinreichend ist, um die chemischen Reactionen zur Erzeugung des Zinkoxyds zu bewirken. Darauf wird das gebildete Zinkoxyd durch ein Feuer geführt, das entweder in einem Ofen, oder in thönernen, irdenen oder sonstigen passenden Röhren unterhalten wird. Diese Röhren von beliebiger Größe und Zahl können horizontal, geneigt oder vertical gestellt werden; die Gewinnung des metallischen Zinks geschieht, indem das Oxyd durch jene Röhren getrieben wird, wo es mit Koks, Holzkohle, Kohle, Kohlentheer, Dampf oder sonst einem fällenden Agens zusammenkommt. Die zur Reaction nöthige Temperatur kann durch Anwendung von Gebläseluft gesteigert werden.

Ueber ein neues Verfahren bei der Zinkdestillation enthält das London. Journal of Arts, April 1857 und daraus die Revue universelle I. 2. S. 308 eine Arbeit, aus der wir das Nachstehende kurz mittheilen, übrigens auf den 155. Bd., S. 321 von Dingler's Journal verweisen, da wir ohne Abbildungen den Proceß nicht näher verdeutlichen können. Das Verfahren hat den Zweck, das metallische Zink entweder direct aus den Erzen oder aus der Substanz zu gewinnen, die unter dem Namen Zinkstaub oder Zinkmehl bekannt ist. Die Erfindung bezieht sich auf die drei wesentlichen Punkte: 1. Auf den Durchgang der Zinkdämpfe, die aus den Erzen entwickelt sind, durch glühende Kohlen oder ein anderes Brennmaterial, welche letztere in einem Raume eingeschlossen sind, in den keine atmosphärische Luft gelangen kann. — 2. Auf die Verbindung dieses reducirenden Raumes mit einer oder mehreren Muffeln oder Retorten, in denen das

mit Brennmaterial vermengte Erz unter Ausschluß des Sauerstoffes erhitzt wird. Ein Condensator dient zur Verdichtung der Zinkdämpfe, die sich aus dem Raume entwickelt haben. — 3. Auf die Reaction des Zinkmehles, indem man dasselbe in einer, gegen die Einwirkung der Luft geschützten Retorte einer hohen Temperatur unterwirft, während die Masse, indem das Metall abfließt, gepreßt wird.

Es muß hier bemerkt werden, daß der belgische Ingenieur Montefiore Levi schon seit längerer Zeit das Zinkmehl auf ähnliche Weise zu Gute macht, und daß die Zinkhütten zu Angleur, St. Leonhard bei Lüttich und Corphalie bei Huy in Belgien, dieses Verfahren schon lange anwenden. — Einen Nachtrag zu diesem Verfahren enthält die Revue univ. 2. Jahrg. Bd. III. S. 165.

Die Beschreibung eines Ofens zum Zugutemachen des Zinkstaubes, nach dem Montefiore'schen System, der in den Hütten von Corphalie im Betriebe ist, vom Director der Nickelfabrik, des Val-Benoit zu Lüttich, Herrn Landsberg, enthält dieselbe Lieferung der Revue univ., S. 1 ff. mit Abbildungen; wir verweisen darauf.

Fünfter Abschnitt.

Kupfer.

Ueber die Eigenschaften des Kupfers und sein Verhalten beim Gaarmachen hat der englische Chemiker Dick in dem Philos. Magazine, Juni 1856, eine sehr wichtige Arbeit mitgetheilt, die der Verfasser dieses Werkes für das Polytechn. Journal, Bd. 141, S. 207, deutsch bearbeitet hat. — Hier wird nur ein Auszug aus der Abhandlung gegeben.

Nachstehende Versuche wurden angestellt, um die Ursache der charakteristischen Eigenschaften des gewöhnlichen zähen Kupfers und des zu jungen Kupfers zu erforschen. Zunächst möge kurz der Theil des Schmelzprocesses beschrieben werden, durch welchen das Kupfer in diesen Zuständen erhalten wird. Das unreine Kupfer wird (nach dem Waleser Verfahren) in einem Flammofen im Schmelzen erhalten, während eine beträchtliche Zeit hindurch eine oxydirende Flamme darauf wirkt. Dabei erhält man ein Kupfer, welches Kupferoxydul enthält und eine Schlacke, reich an Kupferoxydul. Der Zweck dieser Oxydation ist, so vollständig als möglich die letzten Spuren verschiedener Metalle und des Schwefels zu entfernen, die von der zuletzt vorhergegangenen Behandlung darin geblieben waren. Dieses so mit Oxydul gesättigte Kupfer heißt bekanntlich übergares Kupfer (dry copper). Nach Entfernung der Schlacken wirft man Anthracit auf die Oberfläche des geschmolzenen Kupfers und taucht das eine Ende einer Stange von grünem Holze in das geschmolzene Metall. Durch die dabei entstehende Gasentwickelung entsteht ein starkes Aufwallen (poling), welches das Kupfer schneller und vollständiger mit dem Anthracit in Berührung bringt. Ist das Kupfer auf diese Art im höchsten Grade zähe und hämmerbar geworden, so wird es in Formen

gegossen und heißt dann zähes Gaarkupfer oder hammergaares Kupfer (tough pitch copper). — Ist aber die Behandlung mit der Holzstange über einen gewissen Punkt hinaus fortgesetzt, so verliert das Metall viel von seiner Zähigkeit und Hämmerbarkeit, und es ist in diesem Zustande in Deutschland bekannt unter dem Namen zu junges Kupfer; in England nennt man es dann over-poled copper.

Bestimmung des Kupferoxydduls in übergaarem Kupfer. Das zur Untersuchung genommene Stück wurde auf der Hafodhütte bei Swansea 1848 bereitet. Etwas davon wurde ausgewalzt, so fein wie möglich, und in kleine Stücke zerschnitten.

Diese wurden in einem Rohr von schwer schmelzbarem Glase in einem Strom trocknen Wasserstoffs geglüht und das gebildete Wasser in einem Chlorcalciumrohr aufgefangen. Bei der Rothgluth wurde deutlich ein Geruch nach Schwefelwasserstoff bemerkbar, obwohl der Wasserstoff frei davon war. Es bildete sich ein geringer metallischer Anflug in dem kalten Theile des Rohres, der Blei enthielt. Die Entwickelung von Schwefelwasserstoffgas ist bemerkenswerth, weil sie zeigt, daß das mit Kupferoxydul gesättigte Kupfer noch eine Spur Schwefel zurückhält. Die aufgefangene Menge Wasser betrug so viel, daß sich daraus 9,34 bis 10,21 Proc. Oxydul berechnen ließen. Die Differenz in den Resultaten lehrt, daß diese Methode nicht sehr genau ist. Es wurde daher eine andere versucht.

In einem Thontiegel wurde ein bestimmtes Gewicht übergaares Kupfer geschmolzen, während man durch ein in dem durchbrochenen Deckel desselben befestigtes Porzellanrohr Wasserstoff einleitete. Indessen hierbei spritzte das geschmolzene Metall so stark, daß man die umhergeschleuderten Kügelchen nicht sammeln konnte. Man entschloß sich daher, den nassen Weg der Analyse einzuschlagen und das Oxydul aus dem Verlust zu finden.

Eine gewogene Menge übergaares Kupfer wurde auf die bekannte Art in Salpetersäure gelöst und durch Kalilauge ausgefällt. Aus dem Gewichtsverlust, als Sauerstoff genommen, berechneten sich in dem einen Fall 17,01 Proc., in dem andern Falle 17,74 Proc. Oxydul.

Analyse des zähen oder hammergaaren Kupfers. Bekanntlich kann dieses Kupfer nur unter besondern Bedingungen umgeschmolzen werden, wenn es nicht seine Hämmerbarkeit theilweise verlieren soll. Karsten zeigte, daß sein Gehalt an Kupferoxydul wesentlich den schlimmen Einflüssen entgegenwirkt, welche die Beimengung fremder Metalle auf die Hämmerbarkeit ausübt.

Wenn daher auf dasselbe in geschmolzenem Zustande reducirende Substanzen einwirken, so wird das Oxydul reducirt und das Metall wird brüchig, wie zu junges Kupfer; wenn aber eine oxydirende Flamme einwirkt, so entsteht zu viel Oxydul und das Metall wird brüchig, wie übergaares Kupfer. Folgende Versuche wurden mit Rücksicht hierauf angestellt, und zwar mit hammergaarem Kupfer theils aus einem Zain von der Hafodhütte, theils mit käuflichem Draht oder Blech. Alle diese Sorten, in Wasserstoff umgeschmolzen, waren so brüchig, daß sie bei gewöhnlicher Temperatur und noch mehr bei höherer Temperatur unter dem Hammer zerrissen. Ganz gleich verhielten sich unter Kohle umgeschmolzene Proben, und hieran hatte nicht etwa aufgenommene Kohle Schuld, denn wenn ganz reines Kupfer, durch Elektrolyse erhalten, unter Kohle geschmolzen wird, bleibt es völlig hämmerbar. Die in diesen und den folgenden Versuchen angewendete Kohle war übrigens vorher mit Salzsäure so viel als möglich von Aschenstoffen befreit.

Beweis für die Anwesenheit des Oxyduls in hammergaarem Kupfer. Die Methode, durch Erhitzen in Wasserstoff den Gehalt an Oxydul zu ermitteln, gab dieselben schwankenden Resultate, wie die oben angeführten analogen Versuche mit dem übergaaren Kupfer. Es zeigte sich etwas Schwefelwasserstoff und Blei. Der berechnete Gehalt an Cu_2O war 2,45 Proc.

Wurde Kupferdraht oder Folie in Wasserstoff erhitzt, so verschwand die glänzende Oberfläche und das Metall brach beim Biegen. Dasselbe fand Statt beim Glühen in Kohlenoxyd- oder Leuchtgas, und durch Erhitzen in Wasserdampf konnte die Geschmeidigkeit nicht wieder hergestellt werden. Der Verfasser setzt dies auf Rechnung der durch Reduction des Oxyduls entstandenen Porosität; denn wenn dasselbe Metall zuerst in jenen Gasen geschmolzen, dann ausgewalzt und nun von Neuem darin erhitzt wird, so tritt jene Erscheinung nicht wieder ein. Ebensowenig verändert sich elektrolytisches Kupfer, in den Gasen erhitzt.

Beim Schmelzen von Kupferdraht unter Kohle wurde der Gewichtsverlust als Sauerstoff genommen und daraus der Gehalt an Oxydul berechnet. Daß während dieser Operation keine bemerkbare Menge Kohle vom Kupfer aufgenommen wurde, davon hatte man sich überzeugt. Das Resultat zweier Versuche war ein Gehalt von $Cu_2O = 3{,}10$ bis 3,37 Proc. Inzwischen ist es sicherlich nicht richtig, allen Verlust beim Schmelzen als Sauerstoff in Rechnung zu setzen, denn es fand sich bei mehreren Kupferproben auf nassem

Wege, daß das eine von 8,853 spec. Gewicht 0,17 Proc. Blei, das andere von 8,733 spec. Gewicht 0,29 Proc. Blei und 0,131 Proc. Antimon, eine dritte Probe endlich 0,27 Proc. Blei enthielt. Diese Metalle können im Kupfer ebenso gut mit Sauerstoff verbunden gewesen sein, als das Pulver selbst.

Wenn irgend eine dieser so verunreinigten Kupfersorten unter Kohle umgeschmolzen war, so wurden sie rothbrüchig, aber nicht kaltbrüchig. Russisches Kupfer enthält ebenfalls Sauerstoff, aber es wird nach dem Umschmelzen mit Kohle weder roth- noch kaltbrüchig und scheint demgemäß viel reiner von fremden Metallen zu sein, als das englische Kupfer. Einige Versuche, hammergaares Kupfer ohne Veränderung seines Oxydulgehaltes zu schmelzen, glückten nicht; denn das Flußmittel, Kochsalz oder Chlorcalcium, griff das Kupfer zu bedeutend an und man erlitt Verlust von 1,3 bis 7,2 Proc.

Als beste Methode, das Kupfer auf Gehalt an Sauerstoff zu prüfen, empfiehlt der Verfasser, einen Streifen so dick wie ein Sixpencestück in einer reducirenden Atmosphäre zu erhitzen und alsdann auf seine Biegsamkeit zu untersuchen. Bei einigermaßen vorhandenem Sauerstoff geht dieselbe mehr oder weniger verloren.

Zu junges Kupfer. Es ist eine allgemeine Annahme, daß die Brüchigkeit des zu jungen Kupfers durch die Anwesenheit von Kohle hervorgerufen werde. Aber der Verfasser ist nicht dieser Ansicht, wenigstens ist es zur Zeit noch nicht mit Sicherheit ausgemacht. In allen Proben, die er untersuchte, mochte hammergaares Kupfer oder käuflicher Draht oder Blech mit Kohle umgeschmolzen sein, fand er Antimon oder Blei oder beides. Directe Zusätze dieser beiden Metalle in denselben Mengen, in welchen sie sich im zu jungen Kupfer zu finden pflegen, zu reinem Kupfer bewirkten dessen Brüchigwerden in demselben Grade wie im nicht zu jungen Kupfer. Demnächst wurden eine Reihe Versuche angestellt, um den Einfluß derjenigen Körper zu ermitteln, welche zufolge des Verfahrens beim metallurgischen Proceß mit dem zu jungen Kupfer möglicherweise in Berührung kommen und eine Vereinigung damit eingehen können.

Da ein Gemenge von sehr viel Kupfer und etwas Kupferstickstoff, welches durch Rothglühen des Kupfers in Ammoniakgas sich bilden soll (nach Thénard, Savert und Desprez, s. Gmelins Handbuch, 4. Aufl. III. S. 415), als äußerst brüchig beschrieben wird, so wiederholte der Verfasser diesen Versuch, erhielt aber dabei, wie auch Schrötter (s. Gmelin a. a. O.), negative Resultate rücksichtlich der Aufnahme von Stickstoff. Allerdings bemerkte auch er unter den

genannten Umständen das Brüchigwerden des Kupfers und eine Verminderung des spec. Gewichts eines Drahtes von 8,733 auf 8,64; aber diese kommen nicht auf Rechnung aufgenommenen Stickstoffes, sondern reducirten Oxydulś, und zwar scheint Ammoniak das hammergaare Kupfer brüchiger zu machen, als die andern reducirenden Gase, ohne daß man dafür einen besondern Grund anzugeben wüßte. Daß aber dabei kein Stickstoff aufgenommen werde, schließt der Verfasser aus einem Gegenversuche mit reinem elektrolytischen Kupfer, welches völlig hämmerbar blieb und weder sein absolutes, noch sein spec. Gewicht änderte. Auch entwich hierbei das übergeleitete Ammoniakgas ohne scheinbare Veränderung, während beim Glühen von hammergaarem Kupfer in Ammoniak jedes Mal eine Entwickelung von Wasser bemerkbar war. Wird ein oxydulhaltiges Kupfer lange Zeit in Ammoniak geglüht, so geht die Reduction bis ins Innerste und man kann dann ein solches Kupferstück im Mörser zerreiben.

Die Verbindung des Siliciums mit Kupfer kennt man schon aus Berzelius' Angaben. Es war schon denkbar, daß zu junges Kupfer Silicium enthalten könne. Aber beim Auflösen von solchem Kupfer in Säuren und genauer Forschung nach Kieselerde fand sich von letzterer keine Spur vor. Es wurden daher einige besondere Versuche zur Darstellung des Siliciumkupfers angestellt, um dessen praktische Eigenschaften zu prüfen. Eine solche Probe von 1,82 Siliciumgehalt sah der Bronce ähnlich, war aber mehr roth und zäher, härter als Kupfer und von 8,70 spec. Gewicht; sie war in der Kälte dehnbar, aber rothbrüchig, wurde durch Hämmern hart und durch Ausglühen wieder weich, in Salpetersäure lief sie schwarz an, in einem Gemenge aus Salpeter- und Flußsäure nicht. Um ein Gußstück daraus zu fertigen, war höhere Temperatur als bei der Bronce erforderlich, aber die Oberfläche des Gußstücks erschien gut.

Nach Karsten ist ein Gehalt von 0,05 Proc. Kohle schon hinreichend, um Kupfer rothbrüchig zu machen. Vor einigen Jahren glühte Dr. Percy bestes Kupfer fein vertheilt mit Holzkohlenpulver mehrere Stunden lang und schmolz nachher die Metallbruchstücke zusammen; der so erhaltene Regulus war kalt sehr dehnbar, aber rothbrüchig. Bei der Untersuchung ergab sich, daß das Metall eine merkbare Menge Silicium und etwas Eisen und Phosphor enthielt. — Wurde elektrolytisches Kupfer und Kohle geschmolzen, die mit Salzsäure ausgezogen war, so blieb es dehnbar in der Kälte wie in der Hitze. Eben solches Kupfer, mit Kohle ½ Stunde lang zur Weißgluth erhitzt und in eine Eisenform gegossen oder in einem Tie-

gel voll Kohle weiß geglüht und langsam im Ofen erkalten gelassen, zeigte sich bearbeitbar wie gewöhnliches Kupfer. Es scheint demnach, als ob die Kohle das Kupfer nicht brüchig mache; ob sie aber von schlimmerem Einfluß sei auf die fremden Beimengungen, welche dem Kupfer schädlich sind, wurde im zu jungen Kupfer nicht untersucht, da das zähe hammergaare Kupfer immer Oxydul, also keine Kohle enthält und in Wasserstoff geschmolzen sich ebenso verhält, wie unter Kohle geschmolzen, die Differenz im Grade der Brüchigkeit aber schwer beurtheilt werden kann.

Der Verfasser hat eine Menge Versuche angestellt, um die Anwesenheit von Kohle im Kupfer, welches unter Kohle geschmolzen war, nachzuweisen; aber es ist ihm bis jetzt nicht gelungen.

Veränderungen im Ansehen und den Eigenschaften des auf verschiedene Art geschmolzenen und gegossenen Kupfers. Unter Kohle geschmolzenes und im Tiegel erkaltetes Kupfer zeigt auf der Oberfläche stets Merkmale krystallinischer Structur, namentlich in dem etwas vertieften Theile der Mitte. Bekanntlich bietet solches Kupfer, in Formen gegossen, während des Erkaltens bisweilen die Erscheinung des Spratzens dar und erstarrt mit rauher, leidlich ebner Oberfläche. Zu andern Zeiten spratzt das Gußstück nicht und erstarrt mit glatter Oberfläche, aber dann ist letztere nicht eben, sondern hat auf ihrem mittleren Theil einen Rücken. Diese Gestalt rührt davon her, daß ein Theil des noch flüssigen Metalles während des Erstarrens nach der Mitte und der Oberfläche zu gepreßt wurde. Beide Gußstücke lassen auf dem Bruch eine große Anzahl Höhlungen bemerken, deren Richtungen in der Regel von den Seiten und dem Boden der Form nach der Mitte der Oberfläche geht; manche endigen auf der Oberfläche wie kleine Krater. Aber die Größe der Höhlungen ist in beiden Stücken sehr verschieden, indem das nicht spratzende Gußstück auf dem Bruch nur blasig aussieht, zufolge der kleinen Höhlungen, die es enthält. Die Ursache für die Entstehung der Höhlungen ist bei beiden augenscheinlich dieselbe, aber mit verschiedener Intensität wirkend, nämlich Gasentwickelung.

Die gewöhnliche Annahme, daß das sich hierbei entwickelnde Gas Sauerstoff sei, verwirft der Verfasser, weil einerseits das übergaare und zähe hammergaare Kupfer, die stets Sauerstoff enthalten, während des Erstarrens keinen Sauerstoff abgeben, andrerseits, weil die Oberflächen der Höhlungen völlig metallisch glänzend sind. Vielmehr hält der Verfasser das sich entwickelnde Gas entweder für Kohlensäure oder Kohlenoxyd oder schweflige Säure.

Daß bei dem Gießen des Kupfers die Luft, durch welche das flüssige Metall strömt, von wesentlichem Einfluß auf die Beschaffenheit des erkalteten Gußstücks sei, lehrten mehrere Versuche. Läßt man das geschmolzene Metall im Tiegel unter Kohle erstarren, so wird es nie blasig und hat eine glänzende glatte Oberfläche. Gießt man es durch eine Atmosphäre von Leuchtgas, so wird es ebenfalls dicht und spratzt nicht. Der Verfasser empfiehlt das letztere Verfahren auch im Großen, um gute Gußstücke zu erhalten. Der Tiegel wird mit einem Deckel mit zwei Löchern bedeckt, von denen das eine zum Ausguß dient. Auf die Form wird ebenfalls ein zweimal durchlöchertes Eisenblech gedeckt, durch dessen eine Oeffnung ein Strom von Leuchtgas eingelassen wird, während es aus der andern ausströmt und durch diese das Metall einläuft. Man erhält auch dichtes Kupfer, wenn etwas feines Kohlenkupfer in die Form eingestreut und der Tiegel sehr nahe an den Einguß der Form gehalten wird, damit das Kupfer nur äußerst kurze Zeit mit der Luft in Berührung sei.

Die Gasentwickelung erklärt der Verfasser sich so, daß vorhandenes Kupferoxydul und Kohlenkupfer oder Schwefelkupfer sich gegenseitig zersetzen und der Sauerstoff des Cu_2O an Kohle oder Schwefel übertragen wird; aber es ist immerhin merkwürdig, daß erst im Erstarrungsmoment die Entwickelung des Gases vor sich geht.

Daß die Form eines dichten und blasigen Gußstücks etwas verschieden erscheint, beruht auf der ungleichen Lichtreflexion von den Höhlungen des blasigen Stücks. Letzteres gleicht auf dem Bruch oft einem dichten Gußstücke, hat aber nicht den seidenartigen Glanz und eine mehr lachsrothe Farbe.

Hämmerbarkeit und Ductilität scheinen bei dichtem und blasigem Kupfer gleich groß zu sein, wiewohl ein blasiger Barren, ehe er gehämmert oder gewalzt ist, unter dem Hammer leichter bricht, als ein dichter. Ob aber die Zähigkeit des Drahtes von einem blasigen ebenso groß ist, als die von einem dichten Stück, und ob die Angreifbarkeit eines Bleches aus blasigem Kupfer durch ätzende Flüssigkeiten größer sei, ist nicht durch Versuche ermittelt.

Folgendes sind die spec. Gewichte des unter Kohle geschmolzenen elektrolytischen Kufers bei verschiedener Behandlung:

Blasiges Gußstück,	wie gewöhnlich dargestellt		8,535
„ „	ein anderer Abschnitt		8,505
„ „	Draht davon, unausgegl.		8,916
„ „	„	„ ausgeglüht	8,919

Gußstück aus einer mit reichlicher Kohle gefüllten Form	8,946
Dasselbe, ein anderer Ausschnitt	8,952
Ein ähnliches Gußstück	8,922
= = = Draht davon, unausgeglüht	8,952
Unausgeglühter Draht aus Kupfer, welches im Tiegel unter Kohle erstarren gelassen ist	8,937
Derselbe Draht nach dem Ausglühen . .	8,930
Barren, in Leuchtgas gegossen	8,948
= = = = andrer Abschn.	8,958

Probiren der Kupfererze.

Nach Mohr (Annalen der Chemie und Pharmacie, Bd. 96, S. 215) kann man bei der von Keil angegebenen Kupferprobe das Eisen mit Vortheil durch reines Zink ersetzen. Das Eisen hinterläßt immer Spuren von Kohle und das Kupfer sitzt häufig in festen Stücken daran, so daß man aus der Cohäsion nicht entnehmen kann, ob kein Eisen mehr daran ist. Das destillirte Zink ist ganz rein und löst sich in reiner Salzsäure ohne den geringsten Rest auf. Man löst das Kupfersalz in einem Porzellantiegel mit aufgelegtem Uhrglas in der Wärme in Salzsäure und wirft kleine Stückchen reines destillirtes Zink hinein. Das Kupfer schlägt sich alsbald nieder. Die vollständige Fällung erkennt man, indem man einen Tropfen der Flüssigkeit auf Porzellan mit einem Tropfen Schwefelwasserstoffwasser zusammenbringt. Man wartet, bis das Zink gelöst ist, was an dem Aufhören der Wasserstoffentwickelung und daran, daß man beim Umrühren mit einem Glasstabe keine Zinkkörner mehr fühlt, erkannt wird. Nachher zieht man mit einer Pipette die Flüssigkeit klar ab, fügt heißes Wasser hinzu und zieht so lange ab, bis die Flüssigkeit Lackmuspapier nicht mehr röthet. Den Rest der Flüssigkeit kann man vorsichtig mit Filtrirpapier aufsaugen, den Tiegel an einen warmen Ofen stellen und das Kupfer vollständig austrocknen. Es ist ein Roth, schöner als das mit Eisen gefällte Metall und fast gar nicht hygroskopisch. Man kann den erkalteten Tiegel tariren und nach Herausnahme des Kupfers das Gewicht bestimmen. Die Genauigkeit dieser Methode wurde durch Versuche nachgewiesen. Enthält die Kupferlösung Salpetersäure, so muß diese vor Ausführung der Probe durch Kochen mit starker Salzsäure oder mit Eisenvitriol zerstört werden.

Dr. Th. Fleitmann bemerkt in Beziehung auf das Obige im Aprilheft der Annalen rc. S. 141, daß er sich den Vorwurf machen müsse, eine Kupferbestimmungsmethode nicht bekannt gemacht zu haben, deren er sich bereits seit mehreren Jahren mit großem Vortheil bedient habe und die vor der oben erwähnten, sowie auch vor dem Verfahren der Reduction zu Kupferoxydul mittelst Traubenzucker und nachheriges Filtriren in vielen Fällen, wo es sich um Erlangung eines raschen Resultates handelt, den Vorzug zu verdienen scheint.

Er fälle die Kupferlösung, wenn sie frei von Salpetersäure und hinderlichen Metallen, wie Antimon und Arsenik ist, mit reinem metallischen Zink, entferne das überschüssige Zink durch Digeriren mit reiner verdünnter Schwefelsäure, süße den Kupferniederschlag, wenn Eisen zugegen war, mit gekochtem Wasser aus, und löse ihn in einer sauren Lösung von reinem Eisenchlorid. Die Auflösung des Kupfers geschieht sehr rasch, fast augenblicklich, und liefert das doppelte Aequivalent Eisenoxydul, welches mit übermangansaurem Kali auf bekannte Weise titrirt wird.

Bei solchen Lösungen, bei welchen ein Vorhandensein von Salpetersäure die Fällung erschweren würde, versetze er mit überschüssigem Ammoniak, filtrire vom etwa vorhandenen Eisenoxyd (auch Wismuth oder Bleioxyd) und bewirke die Fällung des Kupfers in ammoniakalischer Lösung mittelst feingeraspelten oder geschabten Zinks. Dieselbe geht bei einiger Erwärmung ziemlich rasch von Statten und es ist deren Beendigung bei nickelfreien Lösungen an dem gänzlichen Verschwinden der blauen Farbe zu erkennen. Das so gefällte Kupfer wird zunächst durch Waschen von den salpetersauren Salzen gereinigt, sodann durch Digeriren mit verdünnter Schwefelsäure vom überschüssigen Zink. Schließlich wird wie oben verfahren. Die Zerstörung der Salpetersäure mittelst Zinks, wie Mohr vorschlägt, erfordert bei Gegenwart von großen Mengen sehr viel Zink, und die geringste Spur von Blei, Antimon oder Arsen in demselben macht das Resultat der Bestimmung ungenau.

Das Verfahren der Fällung in ammoniakalischer Lösung gestattet auch eine Bestimmung des Kupfers bei Gegenwart von Arsen, eines so häufigen Begleiters desselben. In diesem Falle verwandelt man das Arsen mit Arsensäure, versetzt mit Ammoniak im Ueberschuß, fällt mit schwefelsaurer Magnesia und behandelt die filtrirte kupferhaltige Lösung wie oben angegeben.

Terreil hat in den Comptes rendus, Februar 1858, Nr. 5 und daraus im Polytechn. Journal, Bd. 148, S. 365, eine Methode

angegeben, das Kupfer mittelst übermangansauren Kali's zu bestimmen. Wir theilen dies Verfahren hier mit:

H. Schwarz und Friedrich Mohr (siehe oben) haben zwei Methoden angegeben, um das Kupfer mittelst Chamäleon zu bestimmen. Beide Chemiker fangen damit an, daß sie das in einer Säure aufgelöste Kupfer in weinsteinsaures Kupferoxyd-Kali umwandeln, aus welchem sie dann das Kupfer als Oxydul mittelst Traubenzucker fällen; letzteres wird abfiltrirt und sorgfältig ausgewaschen.

Das erhaltene Kupferoxydul behandelt Schwarz mit einer Auflösung von Eisenchlorid, welche mit Salzsäure versetzt ist; das Kupferoxydul verwandelt sich dann in Kupferchlorid, während andrerseits Eisenchlorür gebildet wird, welches man mit Chamäleon bestimmt.

Fr. Mohr hingegen löst das Kupferoxydul in Salzsäure mit Zusatz von Kochsalz auf, wobei sich ein in Wasser lösliches Doppelsalz von Chlornatrium und Kupferchlorür bildet; da die Kupferoxydulsalze sich in Berührung mit Chamäleon in Oxydsalze umwandeln, so bestimmt er das in der Flüssigkeit enthaltene Kupfer mit einer Chamäleonauflösung, welche vorher durch ein bekanntes Gewicht Kupfer titrirt wurde.

Bei diesen zwei Verfahrungsarten muß man also zuerst das Kupfer aus seinen Auflösungen im Zustande von Oxydul abscheiden, welches man nur zu wiegen brauchte, um darnach das Gewicht des Kupfers zu berechnen, ohne noch eine Operation vorzunehmen. Carl Mohr hat ebenfalls ein Verfahren zur Bestimmung des Kupfers mit Chamäleon angegeben, welches darin besteht, das Kupfer aus seinen Auflösungen durch metallisches Eisen zu fällen, und die Menge des entstandenen Eisenoxydulsalzes durch übermangansaures Kali zu bestimmen. Bei dieser Methode muß man mit schwachsauren Flüssigkeiten operiren, damit sich kein basisches Eisenoxydsalz ausscheidet, welches auf das Chamäleon ohne Wirkung ist; in dem schwachen Säureüberschuß kann sich jedoch eine gewisse Menge Eisen auflösen und Irrthümer verursachen.

Terreil schlägt daher ein neues Verfahren zur Bestimmung des Kupfers mit Chamäleon vor, welches hinsichtlich der schnellen Ausführbarkeit und besonders hinsichtlich der Genauigkeit der Analysen nichts zu wünschen übrig läßt.

Dasselbe besteht darin:

1. das Kupfer, die Legirung oder kupferhaltige Substanz in einer Säure aufzulösen; wenn man Salpetersäure angewendet hat, so muß man dieselbe vollständig austreiben,

indem man mit concentrirter Schwefelsäure erhitzt, welche die salpetersauren Salze in schwefelsaure umwandelt;

2. die Flüssigkeit ammoniakalisch zu machen; sollte bei dieser Operation ein Niederschlag von in Ammoniak unauflöslichen Metalloxyden entstehen, so müßte man filtriren;
3. die Flüssigkeit, welche das Kupferoxyd-Ammoniak enthält, mit schwefligsaurem Natron oder irgend einem schwefligsauren Alkali zu kochen, bis sie sich entfärbt;
4. in die entfärbte Flüssigkeit einen kleinen Ueberschuß von Salzsäure zu gießen und neuerdings kochen zu lassen, um die schweflige Säure vollständig zu verjagen;
5. endlich die mit Wasser verdünnte Flüssigkeit mit übermangansaurem Kali zu behandeln, welches man vorher mit einem bekannten Gewicht reinen (galvanoplastisch reducirten) Kupfers titrirt hat.

Fünfzehn bis zwanzig Minuten reichen hin, um eine Analyse zu machen.

Folgende Tabelle enthält das Resultat von Analysen bekannter Kupferverbindungen, welche ich mit dem titrirten Chamäleon gemacht habe.

0,122 Grm. reines Kupfer erfordern 84 Abtheilungen der titrirten Flüssigkeit.

Analysirte Verbindungen	Gewicht der Subst. Grm.	Anzahl von Abtheilungen titrirter Flüssigkeit	Gefundene Zahlen in Procenten	Nach den Formeln berechnete Zahlen
Kupferoxydul . . .	0,162	100	89,64	88,80
Kupferoxyd	0,275	151	79,74	79,86
Kupferoxydchlorid . .	0,232	95	59,43	60,22
Schwefels. Kupferoxyd .	0,443	77	25,23	25,42

Ebenso genaue Resultate erhielt T. mit Legirungen von bekanntem Kupfergehalt.

Die oben beschriebenen Operationen gründen sich darauf, daß die Kupferoxydsalze durch die schwefligsauren Alkalien vollständig zu Oxydulsalzen reducirt werden, jedoch nur bei Gegenwart von Ammoniak, und daß das in den so behandelten Flüssigkeiten enthaltene Doppelsalz von Kupferoxydul durch das übermangansaure Kali wieder in Oxydsalz verwandelt wird, wobei sich das Chamäleon entfärbt, daher ein Tropfen dieses in Ueberschuß zugesetzten Reagens in dem Augenblick, wo die Operation beendigt ist, der Flüssigkeit eine bläulichrothe Farbe ertheilt.

Indem sich das Kupferoxydulsalz durch Einwirkung des Chamäleon in Oxydsalz verwandelt, ertheilt es der Flüssigkeit eine um so schwächere blaue Farbe, je mehr dieselbe mit Wasser verdünnt ist.

Schließlich bemerkt Terreil, daß es behufs einer genauen Bestimmung des Kupfers nach seinem Verfahren sehr wichtig ist, die etwa in der Flüssigkeit befindliche Salpetersäure vollständig auszutreiben; denn diese Säure würde sonst mit der Salzsäure, wenn man zum Verjagen der schwefligen Säure kochen läßt, Königswasser bilden, welches das Kupferoxydul in Oxyd überführt.

Die englische Kupferprobe auf trockenem Wege beschreibt der französische Bergingenieur Moissenet in den Annales des Mines, 5. Reihe, Bd. XIII. S. 183 und daraus in der Freiberger berg- und hüttenm. Zeitschr. 1859, Nr. 9 ff.

Ueber ein System für das Probirwesen und die Ausgleichung der Kupferproben bei allen Schmelzhütten der oberungarischen Waldbürgerschaft im Jahre 1853, welches Freiherr v. Leithner entworfen und zur Ausführung gebracht hat, macht derselbe in der Oesterr. Zeitschr. 1856, Nr. 52, eine Mittheilung. Ueber eine sehr zweckmäßige Lechprobe enthält dieselbe Zeitschrift 1856, Nr. 19 ff. weitere Bemerkungen.

Ein neues Verfahren bei der volumetrischen Bestimmung des Kupfers von Brown theilt die Revue univers., Jahrg. 1858, Bd. III. S. 365, mit.

Ueber die Bestimmung der Arsenikmenge in Kupfer und die Abscheidung von jenem enthält dieselbe Zeitschrift, III. S. 357, eine Arbeit von dem Engländer Fr. Fiels. Wir müssen auf beide Arbeiten verweisen.

Ein neues Verfahren zur Bestimmung des Kupfers hat Pisani in den Comptes rendus, Aug. 1858, und daraus im Polytechn. Journal, Bd. 149, S. 443, angegeben. Wir können auch auf alle diese Artikel nur verweisen.

Zugutemachung der Kupfererze.

Ueber den Betrieb der Mansfeld'schen Kupferhütten enthält die Preußische Zeitschrift, III. A. 225 ff., interessante Bemerkungen, aus denen wir das Nachstehende entnehmen. Auf den Rohhütten arbeitet man größtentheils mit Koks, die von sehr verschiedenen Arten kommen und mit etwa 1/9 von deren Volum mit Holzkohlen. Auf ein Fuder oder 60 Ctr. Schmelzgut kommen 5,82 und auf den Ctr. 0,097 Tonnen à 7 1/9 Cubikfuß) Koks. Durch den immer mehr ausge-

dehnten Gebrauch erhitzter Gebläseluft und schwerer Koks wird immer mehr an Brennmaterial erspart. Der gewonnene Rohstein enthält zwischen 20 und 58 Pfd. Kupfer im Centner und davon kommt der reichere sofort zur Entsilberung, wogegen der ärmere in Flammöfen bis zu 68—73 Pfd. Kupfer- und 12—14 Loth Silbergehalt im Silber concentrirt wird. Neuere Versuche haben bewiesen, daß für die strengflüssigen Schiefer der Flußspathzuschlag unentbehrlich ist, und daß er auch bei den leichtflüssigen, ohnerachtet des Zuschlags basischer Spurschlacke, nicht ganz fehlen darf. — Ein Versuch, nur Steinkohlen statt Koks anzuwenden, fiel ungünstig aus. Wir verweisen übrigens auf unsere Quelle, die für den Kupferhüttenmann des Interessanten viel hat.

Ueber die Kupfergewinnung in der Gegend von Röraes in Norwegen hat der Ingenieur Paul Herter zu Berlin in der berg- und hüttenm. Zeitung, 1855, Nr. 32, eine Abhandlung geliefert, auf die wir verweisen.

Ueber die Anwendung erhitzter Wasserdämpfe beim Kupferschmelzprocesse zu Nischnei-Tagilsk am Ural macht Prof. Scheerer aus einem Briefe des Russischen Oberberg-Intendanten Freiherrn Nils-Nordenskjöld in der berg- und hüttenm. Zeitung, 1856, Nr. 17, eine sehr interessante Mittheilung. Während die früher zu Nischnei-Tagilsk abgebauten Kupfererze vorwaltend von cylindrischer Art waren, hat man es in neuerer Zeit, wo man in größeren Teufen baut, hauptsächlich mit Schwefelverbindungen zu thun, und es ist deshalb nöthig gewesen, eine Veränderung des dortigen Schmelzprocesses vorzunehmen, dergestalt, daß man die Erze jetzt zuerst auf Kupferstein verschmilzt, während man früher sogleich Schwarzkupfer daraus erzeugte.

Freiherr Nordenskjöld hat nun, um die frühere directe Schwarzkupfererzeugung auch bei schwefelhaltigen Erzen zu ermöglichen, von seinem — bei schwefelhaltigen Eisensteinen bekanntlich mit sehr gutem Erfolge angewendeten — Röstverfahren unter Zuleitung von Wasserdämpfen Gebrauch gemacht und die Röstung jener Kupfererze auf solche Weise vornehmen lassen. Zugleich aber hat er den Versuch gemacht, ungeröstete Erze beim Roth- oder Suluschmelzen durch Wasserdämpfe zu entschwefeln. Die näheren Umstände weist unsere Quelle nach.

Die Kupferberg- und Hüttenwerke zu Agordo im Venetianischen sind sehr genau beschrieben und durch Abbildungen erläutert, vom kais. franz. Bergingenieur Haton in den Annales

des Mines, 5. Reihe, Bd. 8, S. 407—493. Die Agardoer Processe, denen auch ein Artikel in der Oesterr. Zeitschrift, No. 43, 1857, gewidmet ist, sind von eben so großer Wichtigkeit als hohem Interesse, indem man aus einem armen, nur 1½ Procent Metall enthaltenden Erz, jährlich etwa 3400 Centner Kupfer producirt.

Ein neues Verfahren bei der Kupfergewinnung und der Ausscheidung von Silber und Gold aus Kupfererzen haben die Herren H. Hussey Vivian, B. G. Heermann und W. Morgan auf den Hüttenwerken zu Swansea in dem Mining Journal, No. 1122, Supplem., und daraus im Berggeist 1857, No. 17 mitgetheilt. Es bezieht sich diese Erfindung hauptsächlich auf die Behandlung der metallischen Kupferböden (copper bottoms), die bei dem Ausschmelzen (selecting process) oder der Regulusgewinnung dargestellt werden, welche Processe übrigens nicht verschieden sind, mögen nun die Erze silber- oder goldhaltig, oder der Art mit verunreinigenden Substanzen verbunden sein, daß sie nur Böden von sehr geringem Werth geben. Die Erfindung ist aber auch auf das silber- und goldhaltige und unreine Kupfer, wie es in den Handel kommt, anwendbar. Es wird nun solches Kupfer in Blöcken oder in sonstiger Form geschmolzen und in kaltes Wasser abgestochen, welches stets zufließt, so daß das Metall fein granulirt wird, während alle größeren Stücke ausgehalten und wieder eingeschmolzen werden. Darauf wird das Metall geröstet, und dadurch in Oxyd verwandelt, so daß es in einem Mörser pulverisirt werden kann. Bei diesem Proceß muß das granulirte Pulver tüchtig umgerührt werden, damit der Luft stets neue Oberflächen ausgesetzt werden. Das pulverförmige Oxyd wird nun mit einer schwefelhaltigen Substanz beschickt und die Beschickung einem reducirenden Schmelzen auf Rohstein (regulus) unterworfen. Man gewinnt bei diesem Proceß gewöhnlich einen Metallboden, der reich an Gold ist. Enthält die Beschickung weniger Schwefelkupfer, so ist das Product mehr metallisches Kupfer und weniger Regulus. Der 4 Procent haltige Regulus wird auch einer Röstung unterworfen und dabei Weißmetall (white metal) von 70 Proc. Kupfergehalt gewonnen. Dieses wird nun dem sogenannten selecting process unterworfen und man erhält leichten Regulus (light regule) und metallische Böden, welche fast den ganzen Metallgehalt aufgenommen haben; wenn aber noch Gold in dem Regulus zurück ist, so muß man den Proceß mit dem letztern wiederholen. Nicht selten ist Blei, Arsenik und Antimon, entweder zusammen oder

jedes einzeln in dem goldhaltigen Boden enthalten, wodurch die Concentration des Goldes sehr erleichtert wird.

Fehlen diese Metalle, so wird es daher zweckmäßig sein, Blei oder Glätte zuzuschlagen.

Die auf diese Weise dargestellten metallischen Böden werden immer wieder granulirt, oxydirt, zu Regulus reducirt und durch den selecting process concentrirt, bis der Goldgehalt des Kupfers ein solcher ist, daß die Scheidung mittels irgend einer der bekannten Methoden vortheilhaft bewirkt werden kann.

Enthält das Kupfer nur Silber, so wird es ebenfalls auf die oben angegebene Weise granulirt, oxydirt und mit schwefelhaltigen Substanzen zu Regulus geschmolzen, woraus das Silber mittelst des Verfahrens, worauf John Taylor patentirt ist, extrahirt wird. Sind die metallischen Böden gold- und silberhaltig, so wird erst das Silber, und aus diesem das Gold extrahirt.

Ein Verfahren, aus abgerösteten kupferhaltigen Kiesen das Kupfer zu gewinnen, hat F. G. Clements in Liverpool in dem Repert. of Pat. Invention, Juni 1857, No. 15, angegeben: Wenn kupferhaltige Kiese zur Schwefelsäure-Fabrikation benutzt werden, so kann man nach Clements aus den abgerösteten Kiesen das Kupfer dadurch ausziehen, daß man dieselben der Einwirkung von Salzsäure aussetzt, was namentlich in dem Falle, daß zugleich Soda fabricirt, also Salzsäure als Nebenproduct gewonnen wird, mit Vortheil ausführbar ist. Man bringt die abgerösteten Kiese zu diesem Zwecke in eine Kammer und leitet Salzsäuredämpfe in dieselbe, so daß die gerösteten Kiese davon durchdrungen werden. Andererseits werden Wasserdämpfe in die Kammer geleitet, aber blos in solcher Menge, daß eine angemessene Erwärmung derselben erfolgt. Wenn nun die Salzsäure-Dämpfe hinreichend lange, z. B. 24 Stunden, auf die abgerösteten Kiese gewirkt haben, werden dieselben aus der Kammer entfernt und mit Wasser ausgelaugt. Man erhält also das Kupfer, welches in den Kiesen enthalten war, in Form von Kupferchlorid aufgelöst und kann nun das Metall aus dieser Lösung durch Eisen als Cementkupfer ausfällen.

Beim Zugutemachen der geschwefelten, also der am häufigsten vorkommenden Kupfererze, wendet der Engländer Keates (Berggeist 1857, No. 52) das nachstehende Verfahren an:

Er leitet nämlich dem Kupferstein mit großer Heftigkeit heiße Luft zu und zwar entweder auf die Oberfläche des zum zweiten Male gerösteten Steines oder auf die Herdsohle, während dieser Stein im

Schmelzen begriffen ist. Es wird dadurch selbstverständlich die Verbrennung des Schwefels befördert. Die Formen, durch welche der Wind zugeleitet wird, sind etwas oberhalb der Herdsohle angebracht oder münden vielmehr unter einem gewissen Winkel auf der Sohle. Der Wind wird von einem Gebläse durch ein Hauptrohr von Eisen herbeigeschafft, welches in Zweigröhre ausläuft, die mit den Windröhren der Formen in Verbindung stehen. Die Windröhren können von Eisen sein; erreicht indessen die Temperatur des Ofens einen zu hohen Grad, so bedient man sich der Röhren aus feuerbeständigem Material, die inwendig glasirt sein können und deren einzelne Verbindungsstücke mit feuerfestem Thon verkittet werden. Ist der Kupferstein aufgegeben, so verschließt man die Oeffnungen des Ofens gehörig und überläßt das Metall der Einwirkung des Feuers, bis es dem Schmelzen nahe ist; alsdann erst wird der Wind zugelassen und gleichzeitig die Temperatur im Ofen dergestalt erhöht, daß der Stein, während erhitzte Luft zutritt, vollständig schmilzt. Auf die Weise wird die Arbeit fortgesetzt und von Zeit zu Zeit die Schlacken abgezogen, so lange bis metallisches Kupfer zurückbleibt, welches man darauf in zur Aufnahme vorbereitete Formen absticht. Herr Keates ist der Ansicht, daß es den Vorzug verdiene, die Ofenpost, bevor sie gänzlich entschwefelt ist, abzustechen, um rascher entweder nach seiner Methode oder dem gewöhnlichen Verfahren zum vollständigen Garmachen überzugehen.

Uebrigens ist das Verfahren, heiße Luft beim Kupferschmelzproceß anzuwenden, auch in Deutschland bekannt und auf mehreren Hütten in Anwendung gebracht; es mögen sich jedoch einzelne Abweichungen von der englischen Methode vorfinden.

Ein anderes Verfahren bei der Verhüttung von Kupfererzen ist (Berggeist 1855, No. 11) von den Engländern Lewis Parrish und Roberts angegeben worden. — Das Erz kommt in Stücken von 2—3 Cub. in einen Schachtröstofen, der ähnlich wie ein Kalkofen construirt ist und mit irgend einem Brennmateriale befeuert wird. Je nach der Beschaffenheit des Erzes wird dieses 3—24 Stunden bei schwacher Glühhitze geröstet, dann aus dem Ofen gezogen und noch heiß auf einem Quetschwerke zu einer Korngröße wie grobes Schießpulver verwalzt. Noch heiß wird das geröstete Erz in eine Lösung von Schwefelsäure oder Salzsäure gebracht, die in einer Blei- oder Steinpfanne erwärmt werden kann: in dieser Pfanne wird das Erz noch 3—48 Stunden lang erhitzt, um die bei der Röstung gebildeten Oxyde aufzulösen; wenn die Lö-

sung zu concentrirt wird, gießt man noch Wasser dazu, um das Krystallisiren in der Pfanne zu verhindern.

Wenn altes Kupfer in Lösung gegangen ist, was man durch Behandlung einer Probe des Rückstandes mit Salpetersäure leicht erkennt, wird sie noch heiß in einen Fällungskasten abgezogen, der mit Eisenplatten gefüllt ist, die 3—4″ von einander stehen. Die Fällung des Kupfers geschieht rasch in der Wärme, und sobald sie erfolgt ist, wird die Lauge abgezogen, das Cementkupfer gewaschen, getrocknet und umgeschmolzen.

Diese Methode kann, wie so viele ähnliche, auch nur für solche Erze angewendet werden, welche weder Kalk noch Eisen in großer Menge enthalten, weil sonst die Kosten der aufgewendeten Schwefelsäure oder Salzsäure sehr bald den Werth des gewonnenen Kupfers übersteigen würden.

Ueber die Verhüttung von armen Kupfererzen hat der Freiherr A. von Leithner in der Oesterreich. Zeitschr. 1857, No. 35, interessante Bemerkungen mitgetheilt, auf die wir verweisen.

Ueber die Kupferhüttenprocesse auf Atvidaberg's Kupferwerk und zu Fahlun findet sich eine sehr tüchtige Arbeit vom Hüttenmeister Julius Ahrend zu Oker, in der Freiberger berg- u. hüttenm. Zeit., 1859, No. 9—11.

Ueber die Kupfer- (und auch Antimon-) Hütten im französ. Depart. der Rhonemündungen enthält das Bulletin de la Soc. de l'Ind. minér., Bd. III. S. 535 ff., eine von Abbildungen begleitete Arbeit von dem Ingenieur Simonin in Marseille.

Ueber den, übrigens bekannten, englischen Kupfer-Schmelzproceß in seiner jetzigen Beschaffenheit enthält die Allg. berg- und hüttenm. Zeit., 1859, No. 1 u. ff., aus einer Vorlesung des Ingenieurs Hyde Clarke zu London, aus dem Mining Journal, No. 1215, eine Arbeit, auf die, so wie auf die beiden vorhergehenden, verwiesen werden muß.

Das Elbkupferwerk bei Hamburg und sein Betrieb ist beschrieben in No. 7 der „Wochenschrift des Schlesischen Vereins für Berg- und Hüttenwesen" von 1859. Wir bemerken darüber, nach der Freiberger berg- und hüttenm. Zeit., 1859, No. 11, Folgendes:

Auf dem Elbuferkupferwerk zum Steinwerder bei Hamburg, einer in neuerer Zeit eingedeichten Elbinsel, werden oxydische Kupfererze hauptsächlich von der australischen und südamerikanischen Küste und geschwefelte Kupfererze besonders aus Schweden und Norwegen bei

wenigstens 25 Proc. Kupfergehalt nach gehörigem Gattiren gemeinschaftlich in Flammöfen verschmolzen, deren feuerfeste Ofentheile aus Neubridger Steinen von großen Dimensionen und der Schmelzherd aus Elbsand hergestellt sind. Die Seitenwände der Oefen werden aus sehr feuerfestem Thon mit eingemengten Chamottebrocken mit eisernen, vorher glühend gemachten Stampfern sorgfältig aufgestampft und halten dann ohne Verankerung mindestens 1½ Jahre. Die Beschickung, welche wegen des Eisenoxydgehalts mancher Erze eine leichtflüssige Schlacke giebt, und nur geringe Zuschläge von Austernschalen erfordert, wird, damit eine vollständige Schmelzung und keine vorherige Klumpenbildung eintritt, mit einer möglich reducirenden Flamme behandelt, um eine Verschlackung des in der Beschickung reichlich enthaltenen oxydirten Kupfers zu vermeiden, vielmehr durch dessen Reduction eine Verbindung mit dem Schwefel des Kupferkieses zu einem Kupferstein zu befördern. Man erreicht eine solche reducirende Wirkung der Flamme dadurch, daß man den Rost der Flammöfen tief, etwa 3 Fuß unter die Feuerbrücke legt und dadurch eine Art Gasgenerator erzeugt, aus dem sich an Kohlenoxydgas reiche brennbare Gase entwickeln. Diese streichen unter einem sehr niedrigen Gewölbe fort und bringen das durch einen Trichter im Ofengewölbe eingeschüttete Erz bald zum Schmelzen. Man schürt dabei langsam. Soll oxydirend gewirkt werden, so öffnet man zwei in der Feuerbrücke befindliche Luftzüge behuf lebhafterer Verbindung des Kohlenoxydgases und Steigerung der Temperatur. Die verbrannten Gase ziehen seitlich nach einer Esse, damit die hintere Stirnwand des Ofens zum Abstechen frei bleibt. Die Arbeitsthür befindet sich an einer Langseite.

Nach vierstündiger Schmelzung ermäßigt man das Feuer etwas, sticht den gebildeten Kupferstein in Sandformen ab und setzt die rötheren kupferreicheren Schlacken beim folgenden Schmelzen zu, während die ärmeren für sich mit sehr kiesreichen Erzen verschmolzen werden.

Besondere Schwierigkeiten macht das Ausräumen des mit bis 70 Proc. Kupfer imprägnirten Schmelzherdes. Nachdem Versuche, denselben zu zerschlagen, mit Pulver zu zersprengen und mit Steinsägen zu zertheilen, ohne besondern Erfolg geblieben sind, bringt man ihn durch lebhaftes Feuern in die größte Hitze und pumpt dann mittelst einer Spritze etwa 40 Stunden lang und länger Wasser hinein. Unter gewaltigen Detonationen berstet der Herd und läßt sich in einzelnen großen Stücken herausnehmen.

Der erzeugte Kupferstein (regulus) wird mit einem ähnlichen aus

Chili importirten Product in nußgroßen Stücken in bedeckten Stadeln mit Reisig und Torf geröstet. Die Haufen sind etwa 3 Fuß hoch. Den nicht völlig todt gerösteten Stein verschmilzt man mit den kupferreichen Schlacken vom folgenden Schmelzen in Flammöfen zu einem kupferreichen Lech (Pewter), welcher abermals geröstet und erforderlichen Falls noch nach ein- oder mehrmaliger Concentration auf Schwarzkupfer verschmolzen wird, welches man im Flammofen raffinirt.

Mit der Kupferhütte ist eine Goldscheidung und eine Ziervogel'sche Silberextractionsanstalt neuerdings verbunden.

Die Zugutemachung armer Kupfererze.

Bei dem jetzigen großen Bedarf des Kupfers und den hohen Preisen dieses wichtigen Metalles ist die Zugutemachung der in so großer Menge vorkommenden armen Erze ein sehr wesentlicher und wichtiger Punkt, weshalb wir einige sich darauf beziehende Processe beschreiben.

Die Kupferhüttenprocesse zu Sterne und St. Josephsberg bei Linz am Rhein. Aus einer Arbeit des Herrn Fétis, nach Angaben des Ingenieurs Hauchecorne, Directors der Sterner Hütte, in der Revue universelle, Bd. IV. S. 158 u. 433, von dem Verfasser für den Berggeist 1858, No. 45 ff., bearbeitet und hier auszugsweise daraus entnommen.

Allgemeines. — Die Werke, in denen Kupfererze aus dem preuß. Bergamtsbezirk Siegen zu Gute gemacht werden, bestehen außer der Haupthütte zu Sterne aus den Rösthütten im Rheinbreitenbacher Thal und aus der Hütte auf den Halden der St. Josephs- und Virneberger Grube, in welchen die Erze mit Salzsäure behandelt werden.

Nachdem die Virneberger und Marienberger Gruben und mit ihnen die Sterner Hütte lange Zeit auflässig gewesen waren, wurden sie von den Gebr. Rhodius wieder aufgenommen und gingen endlich im Jahre 1853 in den Besitz der „anonymen Gesellschaft für rheinischen Bergwerks- und Kupferbetrieb über.

Lage der Hütten. — Die Sterner Hütte liegt 25 Minuten von dem linken Rheinufer entfernt, nordöstlich von dem Städtchen Linz, an dem Zusammenfluß des Rennenberger- und des Heidscheiderbaches, deren Triebkraft sie benutzt. Mit Linz und dem Rhein ist sie durch eine gute Chaussee verbunden.

Die Grube St. Josephsberg, von welcher die Sterner Hütte ihre meisten Erze bezieht, und bei welcher die Hütte zu derer Zugute-

machung auf nassen Wege sich befindet, liegt nordöstlich von Rheinbreitenbach, am Abhange des Westerwaldes und etwa 5/4 Meile von der Sterner Hütte entfernt. Die Röstöfen liegen im Rheinbreitenbacher Thale und sind fast eben so weit von der Sterner Hütte entfernt.

Gewöhnliche Transportpreise. — Diese sehr wesentlichen Elemente des Betriebes sind gewöhnlich nachstehende für den ältern preußischen Centner:

Von Virneberg zum Rhein . . .	— Sgr.	10 Pf.
Umladen und Transport nach Linz	— =	8 =
desgl. nach der Sterner Hütte . .	— =	8 =
Summa bis zur Hütte	2 Sgr.	2 Pf.
Im Winter steigen diese Kosten auf	3 Sgr.	6 Pf.
Von Köln nach Linz	2 =	6 =
Von Linz nach Köln	1 =	6 =
Von Bonn nach Linz	2 =	— =
Von Linz nach Bonn	1 =	— =

Der Wassertransport hat bestimmte Preise. — Die Fuhren vom Rhein oder von Linz zur Hütte werden von den eigenen Geschirren der Gesellschaft ausgeführt.

Die auf der Hütte zur Verwendung kommenden Brennmaterialien sind Steinkohle, Kokes, Holz und Holzkohlen; Braunkohlen werden jetzt nicht mehr benutzt. — Die fast allein angewendeten mineralischen Brennmaterialien kommen aus dem Ruhrbecken, und der Transport von etwa 15 Meilen, den sie den Rhein aufwärts zu erleiden haben, erhöhet ihren Preis wesentlich. — Das wenige Holz und die wenigen Holzkohlen, welche gebraucht werden, kommen aus den benachbarten Forsten und von den Ufern der Ahr.

Der Preis dieser Brennmaterialien ist auf der Hütte folgender:

Kokes für 100 Pfd.	10 — 12 Sgr.
Fette Steinkohlen, der berliner Scheffel	6½ — 8 =
Magere Steinkohlen, der berlin. Scheffel	5 — 6 =
Holzkohlen, der berlin. Scheffel . . .	5¾ =

Erze. — Die Sterner Hütte macht die Erze von der St. Josephsgrube und die von den zahlreichen Gruben an den Ufern des Rheines und im Siegenschen zu Gute. Außer diesen eigenen Erzen der Gesellschaft werden auch die Erze anderer Gruben im Siegenschen an den Rheinufern und in der Eifel, die oft nur zufällig Kupfererze gewinnen, angekauft. — Eben so auch Kupferstein von einigen Blei-

hütten in der Rheinprovinz, welche Bleiglanz verschmelzen, denen Kupferkies beigemengt ist.

Der Ankaufspreis der Erze wird nach dem Kupfergehalte regulirt. — Zu dem Ende nimmt man eine Probe, durchschnittlich von einigen Centnern; man zerreibt diese Erzproben recht fein, um sie recht gleichartig zu machen, und theilt sie in drei Theile, von denen einer dem Ankäufer, ein zweiter dem Verkäufer zugesendet und ein dritter durch Repräsentanten Beider versiegelt und zu einer Schiedsprobe aufbewahrt wird, sobald die beiden ersten Proben wesentliche Verschiedenheit zeigen. — Die Proben werden auf dem nassen Wege auf zweierlei verschiedene Weise ausgeführt.

Die eine erfolgt nach dem Verfahren von Pelouze, bei welchem man, nachdem das zu probirende Material in Königswasser aufgelöst worden ist, ammoniakalische Flüssigkeit im Ueberschuß hinzu gießt und den Kupfergehalt durch eine titrirte Lösung von Schwefelnatrium bestimmt. Zur Titrirung der Lösung bedient man sich möglichst reinen Kupfers, welches auf der Hütte selbst bereitet wird.

Das andere Verfahren besteht darin, das Kupfer in Schwefelsäure aufzulösen und es durch metallisches Zink zu fällen. — Da das erhaltene Präcipitat andere durch das Zink zu fällende Metalle, wie Blei, welches sich oft in den Kupfererzen und Steinen findet, enthalten kann, und da in allen Fällen sein Auswaschen und sein Rösten, ohne mögliche Fehler, schwierig auszuführen sind: so löst man es in Salpetersäure wieder auf, verdünnt die Lösung mit einer hinreichenden Ammoniakmenge, um das gebildete Präcipitat wieder aufzulösen, und bestimmt endlich den Kupfergehalt der Flüssigkeit durch eine titrirte Schwefelnatrium-Lösung. — Obgleich dieses zweite Verfahren wesentlich länger ist als das erstere, so ist es doch weit genauer, besonders bei ärmeren Erzen.

Es ist jedoch anzunehmen, daß die von Kerl (Hüttenkunde, Bd. II. S. 152) modificirte schwedische Probe, bei welcher das in der Lösung enthaltene metallische Kupfer mittelst Eisen gefällt wird, weit schneller ein eben so genaues Resultat geben wird.

Basen, auf welchen der Ankaufspreis der Erze berechnet wird. — Wir haben schon bemerkt, daß der Ankaufspreis der Erze nach ihrem durch die Probe gefundenen Metallgehalte regulirt wird, d. h. daß man für jedes Hunderttheil des Kupfergehaltes für 100 Pfd. Eisen einen Preis zahlt, der mit dem Gehalte steigt. Die Sterner Hütte begründet ihre Berechnungen auf die nachstehende

Tabelle, wobei ein Preis des Kupfers von 35 bis 36 Thaler für den preußischen Centner angenommen worden ist:

Gehalt der Erze in Procenten:	Preis für das Pfund Kupfer in dem Erze:				Preis von 100 Pfd. Erz:			
2	2	Sgr.	6	pf.	—	Thlr.	5	Sgr.
3	3	ꞏ	—	ꞏ	—	ꞏ	9	ꞏ
4	3	ꞏ	6	ꞏ	—	ꞏ	14	ꞏ
5	4	ꞏ	—	ꞏ	—	ꞏ	20	ꞏ
6	4	ꞏ	6	ꞏ	—	ꞏ	27	ꞏ
8	5	ꞏ	—	ꞏ	1	ꞏ	10	ꞏ
10	5	ꞏ	6	ꞏ	1	ꞏ	25	ꞏ
15	6	ꞏ	—	ꞏ	3	ꞏ	—	ꞏ
20	6	ꞏ	6	ꞏ	4	ꞏ	10	ꞏ
25	7	ꞏ	—	ꞏ	5	ꞏ	25	ꞏ
30	7	ꞏ	6	ꞏ	7	ꞏ	15	ꞏ
45	8	ꞏ	—	ꞏ	12	ꞏ	—	ꞏ

Diese Preise werden für die nach dem Rheinhafen zu Linz oder nach irgend einer andern gleichweiten Entfernung von der Hütte abgelieferten Erze gezahlt; sie gelten für Erze mit quarziger Gangart. Erze mit Spatheisensteingangart werden etwas geringer bezahlt, wenn ihr Gehalt unter 12 Proc. Kupfer beträgt, da ihre Gangart durch die Säuren angreifbar und ihre Zugutemachung auf dem nassen Wege minder vortheilhaft ist.

Die Erze von der Josephsberggrube kommen auch, nach einer ähnlichen Scala wie die obige, in Rechnung. Erze unter 1 Proc. Gehalt werden 100 Pfd. zu 2 Sgr., die von 1 bis 2 Proc. nach dem Fuß von 2 Proc. u. s. w. gemäß obiger Tabelle berechnet.

Art und Weise der Erzclassification. — Die in der Sterner Hütte zu Gute gemachten Erze haben eine sehr verschiedenartige Beschaffenheit und einen sehr verschiedenen Metallgehalt. Man kann sie auf dreierlei Art classificiren, je nachdem man sie unter verschiedenen Umständen betrachtet, welche für die Zugutemachung wesentlich sind, nämlich:

A. Nach der Beschaffenheit der Verbindung, in welcher das Kupfer im Erze vorkommt, d. h. ob geschwefelt oder oxydirt.

B. Nach dem Metallgehalt des Erzes.

C. Nach der Beschaffenheit der Gangart, welche die metallischen Verbindungen begleitet.

Von diesen drei Elementen muß die Aufgabe der Bestimmung

der für die Erze geeigneten hüttenmännischen Behandlung abhängen.

Geschwefelte und oxydirte Erze. — Alle auf der Sterner Hütte zu Gute gemachten Erze lassen sich unter diese beiden Kategorien bringen. Zu den erstern gehören:

1) Der Kupferglanz — $Cu^2 S$;
2) das Buntkupfererz — $2 Cu^2 S, Fe S$;
3) der Kupferkies — $Cu S, Fe S$;
4) Gemenge aus den beiden vorhergehenden;
5) Kupfersteine und Leche — Cu, Fl, Pb, S.

Die oxydischen Erze sind:

6) Das Rothkupfererz — $Cu^2 O$;
7) Die Kupferschwärze — $Cu O$;
8) der Malachit — $Cu O, C O^2 + Cu O, H O$;
9) die Kupferlasur — $2 (Cu O, CO^2) + Cu O, H O$;
10) das Phosphorkupfer — $3 Cu O, Ph O^5 + 3 (Cu O, HO)$.

Die geschwefelten Erze werden wieder in reiche und in arme getheilt. — Die Sterner Hütte macht bei weitem mehr geschwefelte als oxydische Erze zu Gute, hauptsächlich wegen des Metallgehalts. Sie werden in hüttenmännischer Beziehung in solche, die mehr als 12 Proc. Kupfer, und in solche, die weniger als dies enthalten, geschieden.

Man unterscheidet ferner Erze mit quarziger Gangart, welche hauptsächlich aus dem Buntkupfererze und dem Gemenge vom demselben mit Kupferkies aus der St. Josephsgrube, und solche mit späthiger Gangart, hauptsächlich Kupferkies aus dem Siegenschen, bestehen. Die in sehr bedeutenden Mengen verschmolzenen Leche können nach dem Rösten hinsichtlich der Beschaffenheit der Gangart als solche mit späthiger angesehen werden; sie kommen, wie wir schon weiter oben gesagt haben, von den Bleihütten der Rheinprovinz.

Die oxydischen Erze sind im Allgemeinen arm; es kommen bedeutende Gewichtsmengen derselben zur Hütte, allein wegen ihres geringen Gehaltes ist ihr Ausbringen nur ein sehr beschränktes.

Auch sie werden bezüglich der Beschaffenheit ihrer Gangart in zwei Klassen getheilt.

Die erste umfaßt die Erze von den alten Bauen und den Halden des Virneberges; sie haben nur Quarz zur Gangart und ihr Kupfergehalt beträgt durchschnittlich ½ – 2 Procent. — Die zweite Klasse wird von einem Buntsandstein aus der Eifel gebildet, der

kohlensaures Kupfer eingesprengt, aber auch wesentliche Mengen von Blei und Kalk enthält; sein Gehalt beläuft sich im Durchschnitt auf $2^1/_2$ bis $3^1/_2$ Procent.

Die hüttenmännische Zugutemachung der drei Erzklassen. — Wiederholen wir das über die Beschaffenheit der Erze, welche zu Sterner Hütte behandelt werden, Gesagte, so ergiebt sich nachstehende Classification:

A. Oxydirte Erze, arm, von $^1/_2$ bis $3^1/_2$ Procent Gehalt, mit fast ausschließlich kieseliger Gangart; der mittlere Gehalt kann zu $^1/_2$ bis 1 Procent angenommen werden.

B. Arme geschwefelte Erze, unter 12 Proc. Gehalt; im Allgemeinen mit fast ausschließlich quarziger Gangart; ihr Metallgehalt beträgt 4 — 5 Procent Kupfer.

C. Reiche geschwefelte Erze und Kupfersteine oder Leche, deren geringster Gehalt 12 Procent und deren mittlerer 20 — 30 Procent ist; ihre Gangarten bestehen theils aus Quarz, theils aus Spatheisenstein.

Die Zugutemachung der reichen geschwefelten Erze kann durch eine sehr einfache Reihe von Processen auf dem trocknen Wege bewirkt werden. Es bestehen dieselben in abwechselnden Röstungen und Reductionen, so daß man nach und nach die erdigen Gangarten und die fremdartigen Metalle durch Verschlackung abscheidet, da sie verschlackbarer als Kupfer sind, während man zu gleicher Zeit durch Röstung die leicht säuernden Metalle, wie Arsen und Antimon, so wie auch den Schwefel abscheidet.

Das Resultat der wiederholten Verschmelzung des Steins ist endlich ein Metall, welches fast ganz rein von Schwefel ist, dem aber andere mit dem Kupfer reducirte Metalle beigemengt sind und seine Reinheit benachtheiligen, indem sie ihm die eigenthümlichen physikalischen Kennzeichen nehmen; man nennt daher dieses unreine Kupfer Schwarzkupfer.

Dieses wird einem oxydirenden Schmelzen unterworfen und dadurch von den beigemischten, verschlackbaren Metallen, welche sich oxydiren, befreit. Dieser Proceß heißt das Gaarmachen und es erfolgt dabei Gaarkupfer, welches entweder sogleich verarbeitet werden kann oder einer nochmaligen Reinigung zu unterwerfen ist, und Gaarschlacken.

Bei der Zugutemachung der reichen Erze auf der Sterner Hütte giebt deren hoher Gehalt, die mehr basische als saure Beschaffenheit der Gangarten, sowie das Nichtvorhandensein des Arsens und An-

timons in den Erzen Veranlassung, die Hüttenprocesse so viel wie möglich zu vereinfachen, indem das Rohschmelzen und das Concentriren oder Spuren des Rohsteins wegfällt. Es umfaßt daher die Zugutemachung der reichen geschwefelten Erze nachstehende Processe:

1) Eine möglichst vollständige Röstung der Erze und Rohsteine;

2) ein Schwarzkupferschmelzen der gerösteten Erze;

3) ein Raffiniren oder Gaarmachen des Schwarzkupfers.

Die armen oxydischen Erze können auf dem trocknen Wege nicht zu Gute gemacht werden. Der Waleser Flammofenproceß, bei welchem reiche oxydische Erze beim Schmelzen des Bronzesteins zugesetzt werden und zur Entschwefelung desselben beitragen, ist zur Verarbeitung der (oxydischen) Virneberger Erze nicht anwendbar. Es haben diese nicht allein einen sehr geringen Kupfergehalt, sondern es ist auch ihre Gangart ausschließlich kieselig, so daß beim Verschmelzen das Kupferoxyd verschlackt werden würde, wenn man nicht zur Steinbildung sehr viel Kupferkies zuschlagen wollte.

Die quarzige Gangart begünstigt die Zugutemachung der armen oxydischen Erze durch Säure, indem bei dem Verfahren auf nassem Wege es sehr wesentlich ist, daß Kupfer von in Säuren unlöslichen Substanzen begleitet wird. Die Erfahrung hat gezeigt, daß Erze mit ½ Procent Kupfer und vollständig unlöslichen Gangarten weit vortheilhafter durch Lösung zu Gute gemacht werden können, als andere, die, wie der Eifeler Sandstein, 2½ Proc. Kupfer mit Beimengung von ¾ Proc. Kalk und etwas Blei enthalten.

Das Wesentliche der Zugutemachung auf dem nassen Wege, dem einzig zweckmäßigen für arme oxydische Erze, ist Folgendes: Die Kupferoxydtheilchen werden durch eine Säure aufgelöst, das aufgelöste Kupfer wird durch Eisen gefällt oder cementirt, das Cementkupfer wird geschmolzen und dann gaar gemacht.

Man kann drei solvirende Substanzen zum Angriff der oxydischen Kupfererze anwenden, nämlich:

Schwefelsäure, welche aus allen, mit dem Erz in Berührung stehenden Stücken gebildet wird.

Chlorwasserstoff- oder Salzsäure, welche in den Sodafabriken angekauft wird.

Die saure Mutterlauge von der Eisenvitriolarbeit, welche als Abgänge von der Bearbeitung der Kupfererze durch Schwefelsäure abgeflossen ist, ehe man sie zu einem neuen Angriff leicht löslicher Erze verwendete.

Man gebraucht diese beiden letztern Reagentien zur Zugutemachung der armen oxydischen Erze aus dem Grunde, weil man dabei im Stande ist, die Auslaugung auf der Halde der Grube vorzunehmen, wogegen man Schwefelsäure dort nicht produciren kann. Es werden auf diese Weise die bedeutenden Kosten erspart, welche die Anfuhr armer Erze zur Hütte veranlaßt.

Die saure Mutterlauge von dem Eisenvitriolsieden hat nur eine schwache Säure und ihre Wirksamkeit muß daher auf die leicht angreifbaren, armen oxydischen Erze beschränkt bleiben, für welche dieses Lösungsmittel, welches nichts kostet, vollkommen stark genug ist.

Die armen geschwefelten Erze könnte man freilich auf dem trocknen Wege zu Gute machen; allein wegen der Beschaffenheit der Gangart und der Seltenheit der Flußmittel würde eine solche Arbeit sehr kostspielig werden. Man müßte die Erze einem Rohschmelzen unterwerfen, um die quarzige Gangart zu verschlacken, und anderntheils das Kupfer zu einem Stein concentriren, der dann auf die gewöhnliche, weitläufige Weise auf Kupfer zu verschmelzen wäre. Um aber die Verschlackung des sehr kieselreichen Erzes zu bewirken, müßte man der Beschickung so viel metallische und erdige Oxyde zusetzen, um ein flüssiges Silicat zu bilden, etwa in der Form von $\dot{R}^3 \dddot{Si}$ (3 RO, SiO^3); es müßten daher den ohnehin schon armen Erzen so viel Zuschläge gegeben werden, daß ihr Gehalt fast gänzlich verschlackt würde.

Der verhältnißmäßig hohe Preis des Brennmaterials, des Kalksteins und der Puddelschlacken, welche zur Sterner Hütte weither geschafft werden müssen, bildet die Hauptschwierigkeiten der Zugutemachung der armen geschwefelten Erze auf dem trocknen Wege.

Die Verhältnisse, unter denen arme schweflige Kupfererze auf andern Hütten verschmolzen werden, lassen sich mit denen, unter welchen dieselbe Arbeit mit den Erzen von der Grube St. Joseph ausgeführt wird, gar nicht vergleichen.

Im Mansfeld'schen z. B. behandelt man ein geschwefeltes Kupfererz von 2½ bis 5 Procent Gehalt, den sogenannten Kupferschiefer, aber in dieser Gangart ist die Kieselsäure schon zum Theil durch Thonerde gesättigt, und man kann auch zu billigen Preisen Flußspath benutzen, von dem geringe Verhältnisse zur Bildung einer flüssigen Schlacke hinreichen.

Zu Fahlun in Schweden und Röraes in Norwegen macht man geschwefelte Erze von 2—4 Proc. Gehalt zu Gute; allein ihre Gangart ist ein Gemenge von Quarz und Eisenkies. Das durch

Oxydation des Kieses bei der Röstung der Erze gebildete Eisenoxyd giebt die zur Verschlackung des Quarzes erforderliche Base, und die gerösteten Erze schmelzen nun ohne allen andern Zuschlag.

Bei den auf der Sterner Hütte zu Gute zu machenden armen geschwefelten Erzen auf dem trocknen Wege findet keiner von diesen günstigen Umständen statt. Dagegen ist die ausschließlich quarzige Beschaffenheit der Gangart für die Zugutemachung auf dem nassen Wege sehr günstig, wie wir es schon bei den oxydischen Erzen sahen, und es ist daher dieser Proceß dem Schmelzproceß vorzuziehen.

Sehr wesentlich ist es, die geschwefelten Erze, ehe sie der Einwirkung der Säuren unterworfen werden, zu rösten, so daß sie in den oxydirten Zustand übergehen. Sie verhalten sich dann ganz so, wie die natürlichen oxydischen Erze, mit denen wir uns weiter oben beschäftigten, und können daher ganz so behandelt werden.

Gründe, warum bei der Zugutemachung der geschwefelten Erze die Schwefelsäure vorzuziehen ist. — Dennoch haben die gerösteten Erze in ihrer Structur einige Verschiedenheit von den oxydischen. Im Durchschnitte sind sie wesentlich reicher als diese, und lassen sich daher nicht so rein durch Säuren gewinnen. Es muß demnach deren Wirkung weit stärker sein, als bei den natürlichen oxydischen Erzen, und aus diesem Grunde unterwirft man das geröstete Erz vorzugsweise der Wirkung der Schwefelsäure im entstehenden Zustande, während die Salzsäure und die Mutterlauge zur Lösung der natürlichen oxydischen Erze angewendet werden.

Die Schwefelsäure wird durch Röstung der Blende fabricirt. Gründe für die Wahl dieses Mittels. — Die zum Angriff der Erze erforderliche Schwefelsäure entsteht durch Oxydation, welche eintritt mit der Berührung der durch Röstung der Blende sich entwickelnden schwefeligen Säure mit Wasserdampf. In einigen ähnlichen Hütten erzeugt man die schwefelige Säure durch die Röstung reicher Kupferkiese, die zum Verschmelzen kommen. Zu Sterne könnte auf diese Weise keine hinreichende Säuremenge producirt werden. Auch benutzt man sie nicht zur Sulfatisation der zu cementirenden Erze, da unter den Umständen, unter denen die Röstung vor sich gehen muß, nämlich mit dem zur Benutzung der schwefligen Säure erforderlichen künstlichen Luftzug, eine Temperaturerhöhung und folglich eine partielle Schmelzung der zu röstenden Erze nicht

vermieden werden kann. Die Röstung würde dann unvollständig ausfallen und dies nachtheilig für das Schmelzen auf Schwarzkupfer sein, indem dadurch eine größere oder geringere Menge von Stein entsteht, der von Neuem eine Reihe von Operationen durchgehen muß. Die wesentlich unschmelzbare Beschaffenheit der Blende und des Zinkoxyds kann diese Schwierigkeiten in der Röstarbeit nicht herbeiführen, und da Blende in der Nähe der Sterner Hütte häufig vorkommt, so giebt man derselben den Vorzug zur Erzeugung der schwefeligen und der Schwefelsäure.

Die Behandlung mit der Schwefelsäure giebt Veranlassung zu zwei Nebenfabrikationen.

1. Eisenvitriolfabrikation. — Die Zugutemachung der Kupfererze durch Schwefelsäure verursacht, nach Behandlung der Lösungen durch Eisen, die Bildung von Cementkupfer, welches denselben Processen, wie das durch die Behandlung mit Chlorwasserstoffsäure erhaltene Product, unterworfen wird; es erfolgt auf diese Weise Gaarkupfer.

Außerdem erhält man durch die Fällung des Kupfers aus seiner schwefelsauren Lösung eine Flüssigkeit, welche viel schwefelsaures Eisen ($FeO\ SO^3$) enthält. Dieses durch Krystallisation als grüner Vitriol gewonnene schwefelsaure Eisen ($FeO\ SO^3 + 7\ HO$) hat im Handel einen gewissen Werth und wird daher als Nebenproduct bei dem Kupferhüttenproceß mittelst Schwefelsäure gewonnen.

2. Gewinnung von Zink durch Reduction der gerösteten Blende. — Endlich wird die geröstete Blende, die ebenfalls ein Nebenproduct dieser Arbeit ist, auf metallisches Zink reducirt.

Obgleich dieses Product nur ein secundäres auf der Linzer Hütte ist, so hat es doch Wichtigkeit für dieselbe. Die bedeutende Blendemenge, welche bei der Kupfergewinnung mittelst Schwefelsäure zur Röstung kommt, ist sehr charakteristisch für die Hütte. Es ist dieser Betrieb in dem vorliegenden Falle vortheilhaft, allein im Allgemeinen hat er das Nachtheilige, daß er zwei Betriebszweige solidarisch verbindet, deren ökonomische Bedingungen sehr verschieden sein können. Die Zinkfabrikation auf der Sterner Hütte wird für Rechnung der Gesellschaft Vieille-Montagne betrieben; die Blende kommt von deren Gruben in der Gegend von Ueckerrath, östlich vom Siebengebirge, und in der Nähe von Mugen in der Eifel.

Wir wollen nun eine Uebersicht der verschiedenen Processe, die in der Sterner Hütte ausgeführt werden, geben:

A. **Zugutemachung der armen geschwefelten Erze.**

1) **Röstung.** — Die armen geschwefelten Erze werden einer Röstung unterworfen, die eine Oxydation derselben bewirkt und sie zum Angriff durch die schwefelsauren Dämpfe vorbereitet.

Die Röstung der Erze mit quarziger Gangart von der Josephsgrube wird, wenn ihr Kupfergehalt 4 Proc. nicht übersteigt, in Schachtöfen ausgeführt.

Die quarzigen Erze mit einem Gehalt von über 4 Proc. und die Erze mit Spatheisengangart von jedem Gehalt, werden in Flammöfen geröstet, weil ihre Schmelzbarkeit die Röstung im Schachtofen verbietet, soll nicht Zusammenbacken und folglich unvollkommenes Schmelzen veranlaßt werden. Sehr wesentlich ist es, die Röstung recht vollständig auszuführen, weil alle geschwefelt gebliebenen metallischen Theilchen der Wirkung der Säure entgehen.

2) **Die gerösteten Erze werden zerkleinert**, da sie in zu großen Stücken vorhanden sind, zur gehörigen Wirkung der Säure aber nur ein möglichst zertheilter Zustand zweckmäßig ist.

3) **Angriff des gerösteten Erzes durch schwefelsaure Dämpfe.** — Die gerösteten und bis zu einer zweckmäßigen Größe zerkleinerten Erze werden in große gemauerte Becken gebracht, in welche man sowohl schwefelige Säure als Wasserdämpfe gelangen läßt.

In Berührung mit den aus Kupfer- und Eisenoxyd bestehenden kleineren Erzstücken, verwandelt sich die schwefelige Säure, indem sie sich oxydirt, in wasserhaltige Schwefelsäure, welche die metallischen Oxyde in den gerösteten Erzen durchdringt und löst.

Entwickelung der schwefeligen Säure durch Röstung der Blende. — Die Röstung erfolgt in einem Retorten- oder Gefäßofen; die Blende erlangt eine hohe Temperatur und kommt mit Gebläseluft in Berührung. Die durch Verbrennung des Schwefels der Blende erzeugte schwefelige Säure gelangt in einen Kanal, in welchem sie sich mit Wasserdämpfen vermischt und dann in die Gefäße, welche die Erze enthalten, geleitet wird.

Die Wasserdämpfe werden in einem Kessel erzeugt, der über dem Röstofen angebracht, und durch die aus demselben entweichende Hitze gefeuert wird.

4) **Fällung des Kupfers durch Eisen oder Cementation.** — Die Lösung der Kupfer-, Eisen- u. s. w. Sulfate wird in besondere Behälter geleitet, wo sie mit Guß- und Stabeisenstücken in Berührung kommt.

Da das Eisen elektro-positiver als das Kupfer ist, so fällt es dieses und substituirt es in seiner schwefelsauren Verbindung. Man sammelt das Kupferpräcipitat und nennt es Cementkupfer.

5) Das Waschen des Cementkupfers. — Das Cementkupfer wird stets durch mehrere fremdartige Substanzen, hauptsächlich durch unlösliche Eisensalze verunreinigt, endlich besteht es aus Körnern von verschiedener Reinheit und Größe, vom feinsten Schlamm bis zu großen krystallinischen zusammengebackenen Blättchen. Man reinigt dieses Cementkupfer, indem man es in einer von einem Wasserkasten umgebenen Siebtrommel wäscht.

6) Schmelzung des Cementkupfers auf Schwarzkupfer. — Das gewaschene Cementkupfer enthält noch verschiedene fremdartige Körper, deren häufigste Eisenoxyde und überschwefelsaure basische Eisenoxyde sind. Man schmelzt es ohne Zuschläge in Flammöfen von englischer Einrichtung, oder neuerlich zweckmäßiger in Krummöfen. Die beigemengten Oxyde verschlacken sich auf Kosten der Materialien, aus denen die Ofensohle besteht; man erhält Schwarzkupfer und kupferreiche Schlacken.

7) Das erlangte Schwarzkupfer ist von sehr guter Beschaffenheit und enthält wenig fremdartige Substanzen, es wird in dem kleinen deutschen Herde dem Gaarmachen unterworfen. Unter dem Einfluß des Gebläsewindes verschlacken sich die fremdartigen Metalle und werden abgezogen. Ein Theil des Kupfers verschlackt sich und verbindet sich als Oxydul mit dem metallischen Kupfer, dem es die Geschmeidigkeit nimmt. — Das Gaarkupfer kommt in Rosetten in den Handel.

Außerdem erhält man kupferreiche Gaarschlacke, die nebst der beim Schwarzkupferschmelzen im Flammofen gefallenen dem Schmelzen der reichen Erze zugeschlagen wird.

B. Zugutemachung der oxydirten Erze.

1) Arme oxydirte Erze. — Lösung durch Chlorwasserstoff. — Die oxydirten Erze, größtentheils Malachit und Lasur, werden in hölzerne Laugefässer geworfen und mit schwacher Salzsäure übergossen. Die Säure wird, in gewöhnlicher Temperatur, mit dem Erz in Berührung erhalten; alles oxydirte oder kohlensaure Kupfer löst sich auf und giebt eine Lösung von Kupferchlorid.

$$CuO\ CO^2 + Cl\,H = CuCl + HO + CO^2$$

2) Fällung des Kupfers durch Eisen. — Die Lösung wird in besondere Gefäße geleitet und mit metallischem Eisen in Be-

rührung gebracht, welches das darin enthaltene Kupfer fällt, indem es sich mit Chlor verbindet.

$$CuCl + Fe = Cu + FeCl.$$

Man erhält ein Präcipitat von Cementkupfer und eine Flüssigkeit von Eisenchlorür.

Das erlangte Cementkupfer wird ebenso, wie das von der Arbeit mit armen geschwefelten Erzen erlangte, mit Schwefelsäure behandelt, d. h. es wird folgenden Processen unterworfen:

3) der Schmelzung des Cementkupfers auf Schwarzkupfer, entweder im Flamm- oder im Krummofen;

4) dem Gaarmachen des Schwarzkupfers im kleinen Gaarherd, wobei man Rosettenkupfer und reiche Schlacken gewinnt;

β. Zugutemachung durch die Mutterlauge von der Vitriolfabrikation.

Lösung durch die Vitriol-Mutterlauge. — Die in ein sehr feines Pulver verwandelten armen oxydirten Erze, d. h. die Sande der alten Halden des Virneberges, werden der Einwirkung der Mutterlaugen unterworfen, die bei der Eisenvitriolfabrikation zurückbleiben und die wir bereits als ein Nebenproduct bei der Bearbeitung mit der Schwefelsäure bezeichnet haben.

Diese Flüssigkeit enthält ein gewisses Verhältniß freie Schwefelsäure, schwefelsaures Eisenoxydul und Eisenoxyd und schwefelsaure Thonerde ꝛc. Jeder dieser Bestandtheile reagirt, wenn er mit dem kohlensauren Kupfer in Berührung kommt, auf dasselbe, um schwefelsaures Kupfer und unlösliche Hydrate von Eisenoxyd und Thonerde zu bilden.

Die Formel dieser Reactionen ist nachstehende:

$$CuO\ CO^2 + SO^3 = CuO\ SO^3 + CO^2.$$

$$2\ (CuO\ CO^2) + Aq. + 2\ FeO\ SO^3 = 2\ CuO\ SO^3 + FeO\ CO^2 + Fe^2\ O^3\ HO + H + CO^2 + Aq.$$

$$3\ CuO\ CO^2 + Aq. + Fe^2\ O^3\ 3SO^3 = 3\ CuO\ SO^3 + Fe^2 O^2\ HO + CO^2 + Aq.$$

$$3\ CuO\ CO^2 + Aq. + Al^2 O^3\ 3SO^3 = 3\ CuO\ SO^3 + Al^2 O^3\ HO + CO^2 + Aq.$$

Eine gewisse Menge Wasserstoff und Kohlensäure wird frei, die unlöslichen Eisensalze bleiben bei den ausgelaugten Erzen zurück. Endlich wird die Flüssigkeit in besondere Gefäße abgelassen, woselbst sie den Cementationsprocessen unterworfen wird.

Es enthält diese Flüssigkeit sehr viel schwefelsaures Eisen und nur wenig schwefelsaures Kupfer, weil die Zersetzung des ersteren Sal-

zes beim Vorhandensein des kohlensauren Kupfers durchaus nicht vollständig erfolgt.

Fällung durch das Eisen, Schmelzen und Gaarmachen des Cementkupfers. — Die Fällung des aufgelösten Kupfers wird, wie bei den andern Processen auf dem nassen Wege, durch das Eisen bewirkt. Das Cementkupfer wird auf dieselbe Weise behandelt, wie das mit Schwefel- und Salzsäure erhaltene.

C. Zugutemachung der reichen geschwefelten Erze und des Steins.

1) Röstung der Erze. — Reiche geschwefelte Kupfererze und Kupferstein werden, je nachdem es die Structurverhältnisse erfordern, zerkleinert und dann in einem Flammofen geröstet, und zwar so vollständig als möglich. Die dazu angewendeten Oefen mit doppelten Sohlen gestatten eine solche Regulirung der Arbeit, daß man diesen Zweck fast vollständig erreicht.

2) Verschmelzen der gerösteten Erze im Krummofen. — Den gerösteten Erzen werden Frischschlacken, Kalkstein, Schlacken von dem Cementkupfer, und von dem eigenen Schmelzen, sowie Gaarherdschlacken zugeschlagen und es wird diese Beschickung in einem Krummofen bei Kokes verschmolzen. Man erhält Schwarzkupfer, etwas Stein, der von den unvollständig gerösteten Erztheilen herrührt und Schlacken, von denen ein Theil 4 Proc. Kupfer enthält. Die reichen Schlacken und der geröstete Stein werden bei einem folgenden Schmelzen im Krummofen zugeschlagen.

3) Gaarmachen des Schwarzkupfers im kleinen Herde. — Das Schwarzkupfer mit 30 bis 70 Proc. Kupfergehalt wird mit einer größern oder geringern Menge reinern Schwarzkupfers von der Cementkupferschmelzung im kleinen Herde gaar gemacht. Man erhält dabei Gaar- oder Rosettenkupfer und reiche Schlacken, die, wie wir sahen, wieder zum Zuschlag kommen.

D. Nebenprocesse.

α. Fabrication des grünen oder Eisenvitriols.

1) Concentration der Lösungen. — Die Flüssigkeiten, aus denen das Kupfer, bei der Zugutemachung durch Schwefelsäure und Mutterlauge, durch Eisen gefällt ist, enthalten einen bedeutenden Theil schwefelsaures Eisenoxydul. Sie werden zuvörderst einer Concentration unterworfen, die in der Verdampfung eines Theils ihres Wassergehaltes, in einem besondern Flammofen, besteht.

2) Krystallisation des Vitriols. Die concentrirte Lösung, schwefelsaures Eisenoxydul, wird in hölzerne Fässer abgelassen und der Krystallisation überlassen. Dieselbe wird unter dem doppelten Einflusse der Abkühlung der Flüssigkeit und Abdampfung eines Theils ihres Wassergehaltes bewirkt. Nach einigen Tagen erhält man grüne Krystalle, die nochmals zur Krystallisation kommen, und Mutterlauge. Letztere dient, wie schon bemerkt, zur Auflösung des Kupferoxydes in gewissen sehr armen Erzen.

β. Gewinnung des metallischen Zinks.

1) Zweite Röstung der Blende. — Wir sahen weiter oben, daß man bei der Zugutemachung der Kupfererze mit Schwefelsäure die letztere durch Röstung der Blende erzeuge. Es ist jedoch diese Röstung bei der Sulfatisation des Kupfers nicht vollständig, indem nur etwa $^2/_3$ von seinem Schwefelgehalt verbrannt worden sind. Die geröstete Blende wird daher in der Zinkhütte einer neuen Röstung unterworfen, wodurch die Verbrennung des Schwefels und die Oxydation des Zinks vollendet werden. Diese Röstung wird in Oefen von derselben Einrichtung ausgeführt, wie man sie beim ersten Rösten anwendet, jedoch mit dem Unterschiede, daß die erzeugte schwefelige Säure nicht benutzt wird.

2) Reduction des Zinkoxyds im Lütticher Ofen. — Die geröstete Blende wird in einem Ofen von Lütticher Einrichtung reducirt und giebt metallisches Zink.

Dieses ist die Uebersicht und die Reihenfolge der sehr verwickelten Processe, mit deren Hülfe auf der Sterner Hütte arme Kupfererze zu Gute gemacht werden.

Ein anderes Verfahren bei der Zugutemachung armer Kupferze ist vom Prof. Becchi zu Florenz und dem Hüttendirector Haupt zu Masse erfunden und vom Bergingenieur Petitgand zu Paris, in der Revue universelle, Bd. II. S. 219, und daraus von dem Verfasser dieses Werks in der berg- und hüttenm. Zeitung 1858, Nr. 11 und 12, beschrieben worden. — Es besteht dieses Verfahren in einer Verbindung des nassen Weges oder Cementation mit dem trocknen Wege oder der Schmelzung; es gründet sich hauptsächlich auf die Reactionen des Kochsalzes auf die aus mehreren Schwefelmetallen zusammengesetzten Sulfide. Es scheint uns einigermaßen mit dem Augustin'schen Verfahren zur Extraction des Silbers aus silberhaltigen Kupfererzen Aehnlichkeit zu haben, welches eine Zeitlang im Mansfeld'schen angewendet wurde, um das Silber aus dem dor-

tigen Kupferstein von sehr complicirter Zusammensetzung zu gewinnen. Man wird übrigens aus dem Folgenden ersehen, daß das Verfahren nur bei wesentlich kieseliger Gangart wirksam sein kann.

Die Erfinder stellen zur Begründung ihrer Methode Formeln auf, welche wir nicht discutiren wollen, da sie uns irrig zu sein scheinen und mit der angenommenen Theorie nicht übereinstimmen.

Der Betrieb nach dieser Methode steht auf der Kupferhütte Capannevecchie im Gebirge von Massetano, unweit Massa maritima, etwa 30 Kilometer von dem Hafen Follonika, in ausgedehnter Anwendung. Dabei müssen wir dankend die Gefälligkeit der Beamten jener Hütte anerkennen, welche uns in den Stand setzten, das neue Verfahren genau zu studiren und in allen seinen Einzelnheiten zu verfolgen, kurz alle Betriebsresultate kennen zu lernen.

Beschaffenheit des Erzes. — Das behandelte Erz kommt von einem sehr mächtigen Quarzgange im Jurakalk, in welchem sich sehr regelmäßig Kupferkies, in Begleitung von sehr wenig Blende und Schwefelkies, eingesprengt findet. Der Kupfergehalt dieses Erzes beträgt durchschnittlich 1¾ bis höchstens 2 Procent.

Gang des Hüttenbetriebes. — Das auf die Halden, an deren Fuß die Hütten liegen, geförderte Erz erleidet eine Handscheidung, um die tauben Quarzstücke auszuhalten; es wird dann in Stücke von höchstens 4—5 Centimeter Größe zerschlagen. Darauf bildet man auf einer Unterlage von Holz und mit abwechselnden Schichten von Kohlen kleine Rösthaufen, wie sie am Harz, in Sachsen und auf vielen andern deutschen Hütten üblich sind. Solche runde Haufen enthalten 200—250 Tonnen (à 20 Ctr.) Erz.

Erste Röstung. — Nachdem die Haufen entzündet worden sind, bleiben sie 12 bis 14 Tage im Brande. Nachdem sie hinlänglich erkaltet sind, zieht man sie auseinander, zerschlägt die zusammengebackenen Stücke und hält die unvollkommen gerösteten Stücke für eine folgende Röstung aus.

Die erste Röstung hat nach den Erfindern des Verfahrens nur den Zweck, die Zerkleinerung des Erzes zu erleichtern und wohlfeiler zu machen. Sie liefert jedoch auch ein anderes, und zwar sehr wichtiges Resultat, indem sich dabei ein großer Theil des Schwefels entwickelt, und überdies bilden sich schwefelsaure Salze und selbst Oxyde in beträchtlicher Menge; hierdurch müssen die folgenden Processe wesentlich befördert werden.

Zweite Röstung. — Das auf diese Weise geröstete Erz wird mittelst Pochwerken oder senkrechter Mühlsteine in Pulver verwan=

delt; dieser wird durchgesiebt und gelangt in Flammröstöfen. Dieselben haben die Einrichtung der Freiberger Röstöfen, mit doppelter Sohle mit einem Feuerraum in der Mitte; jede Sohle wird mit 2000 bis 2500 Kilogr. Material besetzt.

Uns scheint diese Art von Oefen zu dem vorliegenden Zweck nicht sehr vortheilhaft zu sein, weil man zu Campannevecchie nur Holz und Reisbündel verbrennen kann. Die Oefen mit zwei übereinander liegenden Sohlen, deren man sich auf dem Extractionswerke im Mansfeld'schen, ferner am Rhein, Belgien, Ungarn 2c. zum Rösten bedient, verdienen offenbar den Vorzug.

Sobald die Oefen besetzt sind, feuert man stark und unterhält das Feuer $2\frac{1}{2}$—3 Stunden, so daß die Röstung unter dem Einfluß einer hohen und wohl unterhaltenen Temperatur erfolgt, während die Arbeiter das Erz mit eisernen Rechen häufig durchrühren, um die Entwickelung der Gase zu erleichtern und die Oxydation zu befördern.

Chlorirung. — Man kann die Röstung als beendet ansehen, wenn die schwefligen Dämpfe aufhören von der Oberfläche des Erzes aufzusteigen; man vermindert alsdann das Feuer, und sobald der Ofen dunkelroth zu werden beginnt, setzt man Kochsalz zu, nämlich 2—8 Proc. des eingebrachten Erzes, je nach dessen Kupfergehalt. Es wird dann sogleich stark umgerührt, und dies ohne Unterbrechung 10—12 Minuten lang fortgesetzt. Nach einigen Augenblicken der Ruhe zieht man das Gemenge aus dem Ofen und schreitet zu einer andern Röstung, welche auf dieselbe Weise ausgeführt wird.

Dieser letztere Proceß ist der wesentliche Theil des Zugutemachens; er erfordert eine außerordentliche Aufmerksamkeit, denn eine schlecht ausgeführte Röstung oder der unzeitige Zuschlag des Salzes können den ganzen Erfolg in Frage stellen.

Wir wollen nun das Resultat der Röstung besprechen. Die Erfinder behaupten, daß die mit Kochsalz und Kieselerde in Berührung gebrachten Metalloxyde unter dem Einfluß einer hohen Temperatur und des Wasserdampfes sich auf Kosten des im Kochsalz enthaltenen Chlors in basische Chloride (Oxychloride) verwandeln, während das Natrium als Natron frei wird, welches man durch Schwefelsäure neutralisirt, damit es nicht einen Theil des löslichen Kupfersalzes präcipitirt.

Nimmt man die Theorie der Erfinder an, oder besser diejenige, welche wir vorschlagen und die mit den Daten der Wissenschaft besser übereinstimmt, so ist es einleuchtend, daß die flüchtigen Chloride, welche

entstehen müssen, nämlich die Chloride des Arseniks, Antimons, Eisens, Zinks sich verflüchtigen werden, während das Kupferchlorid und Oxychlorid, welche in der Gangart geblieben sind, durch eine zweckmäßige Auslaugung gewonnen werden können.

Dies ist die von den Erfindern aufgestellte Theorie, welche nothwendig berücksichtigt werden muß; denn wenn man diesen Hüttenproceß gehörig ausführen und nöthigenfalls verbessern will, so muß man die wissenschaftlichen Grundsätze, auf denen er beruht, gehörig kennen.

Wenn, wie die Erfinder behaupten, das Kupferoxyd, ohne durch das Kochsalz zersetzt zu werden, in Kupferoxychlorid verwandelt würde, so müßte man nothwendig annehmen, daß das Natrium des Kochsalzes auf Kosten des im Wasserdampf enthaltenen Sauerstoffs in Natron übergeht, während der frei gewordene Wasserstoff Chlorwasserstoffsäure bildet, die ihrerseits das Kupferoxyd angreift. Diese Reaction kann aber nicht stattfinden, weil die Chlorwasserstoffsäure und das Natron sich unvermeidlich und unmittelbar in Kochsalz und Wasser umwandeln würden, so daß also kein Resultat erfolgen könnte. Nimmt man aber auch diese Theorie an, so würde dennoch keine Bildung von Oxychlorid stattfinden, während gerade hierauf die Erfinder ein besonderes Gewicht legen.

Die Theorie ist folgende:

Indem das Chlornatrium auf das Kupferoxyd einwirkt, bildet sich in Folge einer doppelten Zersetzung einestheils lösliches Kupferchlorid und anderntheils Natron, welches sich dann mit der Kieselerde zu Natronsilicat verbindet. Die anderen im Erze enthaltenen Metalloxyde werden auf ähnliche Weise chlorirt. Da das Natronsilicat übrigens (obwohl in geringerem Grade) die alkalischen Eigenschaften des Natrons hat, so erscheint es uns zweckmäßiger für den Erfolg des Processes zu sein, das Kochsalz und die Kieselerde auf schwefelsaure Metalloxyde reagiren zu lassen. Die frei gewordene Schwefelsäure würde alsdann das Natronsilicat zersetzen, um neutrales schwefelsaures Natron zu bilden, welches auf eine Lösung von Kupferchlorid keine Wirkung ausübt.

Nach dieser Abschweifung fahren wir fort, den Gang der Arbeit zu beschreiben, und zwar mit Beihülfe der beigegebenen Abbildungen, von denen Fig. 14, Taf. VI einen Querschnitt nach der Linie YY der Fig. 15 einen Grundriß der Anordnung der Betriebsapparate darstellt.

M Raum, welcher die aus den Röstöfen kommenden Erze aufnimmt.

A Gefäße zum Auslaugen des Erzmehls.

B Gefäße zur Aufnahme der zu fällenden Lösung.

C Gefäße zum Fällen der Oxyde.

D Gefäße zum Absetzen des Niederschlags und zum nachherigen Abziehen des Wassers.

R Gerinne für die Rückstände.

G Gerinne, in welchen das Wasser herbeigeführt wird.

G′ Gerinne für die Herbeiführung des Kalkwassers.

G″ Becken, worin das Kalkwasser bereitet wird.

E Treppen.

F Oefen zum Trocknen der Oxyde.

P Esse.

Das auf angegebene Weise chlorirte Erz wird in ein länglich-viereckiges Gefäß A gebracht, dessen Boden durchlöchert ist und mit Strohbündeln, die als Filter dienen, bedeckt wird; es werden etwa $^4/_5$ der Höhe des Kastens mit Erzmehl angefüllt. Man feuchtet alsdann die Masse nach und nach mit geringen Erzmengen an, und wenn man annehmen kann, daß sie gänzlich durchdrungen ist, füllt man das Gefäß bis zum Rande mit Wasser an, welches jedoch nicht auf einmal eingelassen wird. Die aufgelösten Metalltheile fließen in ein zweites Gefäß B von gleichen Dimensionen ab, welches auf einer zweiten Ebene so angebracht ist, daß sein Rand mit dem Boden des ersten Gefäßes A gleichliegt. Sobald das Gefäß B gefüllt ist, leitet man aus dem Gefäße G″ mittelst des Gerinnes G′ eine gewisse Quantität Kalkmilch herbei; man rührt die gemischte Lösung nach allen Richtungen durch, und läßt sie alsdann in das Concentrationsgefäß C ab, worin sich der Niederschlag absetzt. In dem Maße, als sich der Absatz verdichtet, zieht man das klar gewordene Wasser durch einen Hahn ab, um in das Gefäß C wieder Lösungen geben zu können. Zuweilen wendet man Aschenlauge zum Fällen der Oxyde an, dies hängt aber von der Menge der Asche ab, welche man beim Verbrennen von Holz oder Reisig auf den Rosten der Röstflammöfen erhält. Weit zweckmäßiger würde es sein, die Fällung durch Eisen zu bewirken, man verwirft aber dieses Mittel als zu theuer. Nachdem der Niederschlag im Absetzgefäß D eine teigige Consistenz erlangt hat, wird er mittelst Schaufel ausgeschlagen und auf eine benachbarte Sohle, welche bedeckt, aber gehörig gelüftet ist, geworfen oder sogleich auf die Sohle eines der Trockenöfen F gebracht, wo die Masse, ehe sie zu den Schmelzöfen gelangt, getrocknet wird. Hiermit ist nun das Verfahren auf dem nassen Wege beendigt.

Ehe man einen zweiten Auslaugeproceß beginnt und hierzu den

Rückstand aus den Gefäßen schafft, probirt man ihn mittelst Ammoniak, ob er eine blau gefärbte Flüssigkeit liefert. In diesem Falle enthält er noch Kupfer, und man muß alsdann eine gewisse Wassermenge, die mit Schwefelsäure angesäuert ist, herbeiführen, welche die unaufgelöst gebliebenen Oxydtheilchen angreift und auflöst.

Um 10 Tonnen oder 200 Centner chlorirtes Erz zu lösen, auszulaugen, zu fällen und die Oxyde zu trocknen, sind 6—8 Tage erforderlich. Diese sogenannten Oxychloride haben das Ansehen einer leichten, etwas lockern Erde von grünlicher Färbung; sie gewähren ein Ausbringen, welches bis auf 1/10 dem ganzen durch die chemische Analyse gefundenen Kupfergehalt des behandelten Erzes entspricht und enthalten 25—30 Proc. metallisches Kupfer.

Petitgand hat eine Probe dieses Oxychlorid's an das Probebüreau der Pariser Bergschule gesandt; sie gab folgende Resultate:

Sand und Kieselerde .	6,0	
Eisenoxyd und Thonerde	4,6	
Zinkoxyd	2,6	
Kupferoxyd	26,8	= 24,12 Kupfer.
Kupferchlorid	4,4	
Schwefelsaurer Kalk .	38,8	
Wasser	16,8	
	100,0.	

Eine zweite, von dem Chemiker F. Weil vorgenommene Analyse gab dieselben Resultate.

Schmelzproceß. — Diese Oxyde werden hernach auf dem trocknen Wege reducirt; man setzt sie in einen kleinen Freiberger Krummofen durch. Sie sind natürlich leichtflüssig und erfordern nur 1 Theil Kohle auf 3—4 Theile, je nachdem die Masse mehr oder weniger trocken ist.

Das Resultat des ersten Schmelzens besteht in armen Kupferschlacken, in Stein mit 45, 50 und 55 Proc. Kupfer, und in wenigem Schwarzkupfer.

Dieser Stein wird auf gewöhnliche Weise geröstet und giebt dann bei einem zweiten Schmelzen Schwarzkupfer und wenige Schlacken, die so reich sind, daß sie einem folgenden Schmelzen auf Stein zugeschlagen werden können.

Das Schwarzkupfer wird hernach im kleinen Herde gaar gemacht.

Wir werden unten die Hüttenkosten, welche das Verfahren auf nassem Wege veranlaßt, mittheilen. Zur Würdigung des Werthes dieses Verfahrens geben wir jetzt eine Uebersicht der Processe, wodurch

arme Erze auf gewöhnliche Weise, d. h. auf dem trocknen Wege, zu Gute gemacht werden.

Wenn die Kupfererze sehr reich sind, so ist die Zugutemachung sehr einfach. Durch Rösten werden sie in Oxyde verwandelt, dann auf Schwarzkupfer verschmolzen, dessen Gaarmachen, je nach der Beschaffenheit der Gangarten und dem Vorhandensein von Eisen, mehr oder weniger langwierig oder schwierig ist.

Ganz anders verhält es sich aber, wenn, wie es am häufigsten ist, die Erze arm sind; solche sind auch stets geschwefelt und mit andern Schwefelmetallen verbunden, daher sehr unrein. Sie müssen zuvörderst behufs des Anreicherns einer mechanischen Aufbereitung unterworfen werden, wodurch sie einen Theil ihrer unhaltigen Gemengtheile oder Gangarten verlieren, welche sich der Reduction widersetzen oder einen zu hohen Brennmaterialaufwand veranlassen würden.

Diese unerläßlichen vorbereitenden Processe sind sehr verschieden und hängen von einer Menge örtlicher Eigenthümlichkeiten ab. Die Aufbereitungskosten belaufen sich per Tonne aufbereiteten Erzes auf 30, 45 bis 50 und 60 Francs und oft höher, abgesehen von den unvermeidlichen Verlusten, welche bei den Wäscharbeiten vorkommen und nicht unter 25—30 Procent betragen. Sehr häufig ist diese Concentration unmöglich, entweder weil die Gangart des Erzes aus Schwefelkies oder andern ähnlichen Mineralien besteht, die eine fast gleiche Dichtigkeit mit dem Kupferkies haben, oder weil sich der Kupferkies in so feinen Theilchen in der Gangart eingesprengt findet, daß sie bei der Aufbereitung mit dieser verloren gehen würden.

Wenn man solche Erze vollständig abrösten und dann auf Schwarzkupfer verschmelzen wollte, so würde man ungeheure Verluste erleiden, die man durch ein vollständiges Rösten und wiederholte Schmelzprocesse vermeidet; durch letztere erhält man Kupferstein, der sich bei jedem Schmelzen mehr concentrirt, wobei sich Arsen und Antimon, die fast immer in geschwefelten Kupfererzen vorkommen, verflüchtigen und das Schwarzkupfer reiner von Eisen wird, sich daher leichter und mit geringerem Abgange gaar machen läßt.

Dieses Verfahren wendet man auf sehr vielen deutschen Kupferhütten, z. B. am Unterharze an; es ist sehr complicirt und langwierig und beansprucht ohne die mechanische Aufbereitung 7, 8—9 verschiedene Hüttenprocesse, nämlich wiederholte Röstungen und Schmelzungen, so wie wiederholtes Gaarmachen, ehe Gaarkupfer erlangt wird. Soll nun eine solche Zugutemachung Vortheile gewähren, so muß man wohlfeiles Brennmaterial benutzen können. Im Allgemeinen

verbraucht man beim Zugutemachen von Erzen mit 10—12 Procent Kupfergehalt 1 Theil Holzkohle auf 1 Theil Erz, um reines oder gaares Metall darzustellen; in den Hütten zu Swansea in Wales verbraucht man sogar auf 1 Theil Erz $1^1/_2$ bis $1^3/_4$ Theil Steinkohle (freilich nur von geringer Güte). Bei weniger reichen Erzen und theurern Kohlen wird natürlich der Kupferhüttenbetrieb weit kostbarer und auch hin und wieder mißlich. Daher hat man auch, wo keine günstigen Umstände behülflich sind, das Zugutemachen der armen Erze fast überall aufgegeben.

Es ist sehr schwierig, die Productionskosten des auf trocknem Wege erzeugten Kupfers für Erze mit einem Gehalte von $1^1/_2$, 2 bis 4 Proc. genau zu bestimmen. In den verschiedenen Hütten auf dem Continent, die wir zu besuchen Gelegenheit hatten, und welche durch geringe Ankaufspreise der Materialien begünstigt wurden, betragen die Hüttenkosten bei Erzen von 4 bis $4^1/_2$ Proc. Metallgehalt, mit Inbegriff der Brennmaterialien, der Zuschläge, der Abnutzung der Gezähe, der Arbeitslöhne per 100 Kilogr. Gaarkupfer 76 bis 120 Francs und bei ärmeren Erzen von $1^1/_2$ bis 2 Proc. Gehalt 260 bis 280 Francs und darüber.

Um die vielen Nachtheile und großen Schwierigkeiten, womit die Verhüttung armer Kupfererze verbunden ist, zu heben, sind zahlreiche Gewinnungsmethoden auf dem nassen oder dem elektrochemischen Wege erfunden worden und es werden dergleichen noch fortwährend erfunden.*) Von diesen Processen haben nur wenige die versprochenen Resultate geliefert, nicht sowohl wegen ihres relativen Werthes als wegen der zu ihrer Ausführung verwendeten unerfahrenen Arbeiter und wegen zu bedeutender Anlagekosten. Mehrere von diesen Methoden zur Cementkupfergewinnung werden jedoch mit Vortheil angewendet, wie z. B. zu Stadtbergen in Westphalen und zu Sterne am Rhein.**)

Das von Becchi und Haupt herrührende Verfahren hat mit den erwähnten Processen einige Aehnlichkeit und ermöglicht, wie diese, das Zugutemachen der armen Kupfererze, welche im Toscanischen und in andern Ländern sehr ausgedehnt vorkommen; wenn es aber, wie zu Campannevecchie, mit gutem Erfolg angewendet wird, so ist dies nur eine einzeln stehende Thatsache, die ihre Unfehlbarkeit nicht beweisen kann. Es wurde später zu Temperino in der Campigliese

*) Die bis Ende 1854 bekannt gewordenen derartigen Processe findet man aufgeführt in Kerl's metallurgischer Hüttenk., Bd. II. S. 273 ff.

**) Siehe weiter oben S. 369 ꝛc.

eingeführt, scheint aber dort keine so genügenden Resultate gegeben zu haben. Rührt dies nicht von der geringen Geschicklichkeit der Arbeiter, von der Beschaffenheit der Erze und von der unvollkommnen Röstung her? Wir können uns nicht darüber aussprechen; ohne den Werth der Erfindung zu schwächen, liefert der geringere Erfolg am letzterwähnten Orte nur den Beweis, daß neue Versuche gemacht werden müssen, ehe das Verfahren definitiv angenommen werden kann. Dies ist aber bei fast allen neuen Erfindungen der Fall; die meisten gelingen erst nach zahlreichen Versuchen.

Wir glauben jedoch, daß der schlechte Erfolg des Processes zu Temperino hauptsächlich von der Unvollkommenheit der Haufen- und der Ofenröstung herrührt. Die obenerwähnten Reactionen werden nur auf Kupferoxyd ausgeführt, denn das Schwefelkupfer kann durchaus nicht chlorirt werden. Die ganze Menge des Schwefelkupfers, welche das der fraglichen Behandlung unterzogene geröstete Erz enthält, wird in dem unlöslichen Rückstand der Operation vollkommen unangegriffen zurückbleiben.

Das Gesagte wird vollständig durch die Resultate der Analyse des gerösteten Erzes, welches man zu Temperino zu Gute zu machen versucht hat, bestätigt; der schon erwähnte Hr. Weil hat diese Analyse mit der größten Sorgfalt ausgeführt.

Das geröstete Erz enthält in 100,000 Theile:

Halb-Schwefelkupfer	Kupfer . . .	1,900	
	Schwefel . .	0,480	. . 2,380
Kupferoxyd . . .	Kupfer . . .	1,490	
	Sauerstoff . .	0,548	. . 1,866
Eisenoxyd, Schwefeleisen, Thonerde			
Zinkoxyd, Schwefelzink			32,269
Schwefelsäure, mit einem Theile der Oxyde verbunden			1,370
Kieselige Gangart (in den Säuren unlöslich) . . .			62,115
			100,000.

Gesammter Schwefelgehalt des Erzes . . .	4,66	Proc.
Metallisches Kupfer in dem Schwefelkupfer .	1,90	"
" " " " Kupferoxyd . .	1,49	"
Gesammter Kupfergehalt des gerösteten Erzes	3,39	Proc.

Die Analyse Weil's zeigt daher, daß das geröstete Erz von den 3,39 Proc. metallischen Kupfers nur 1,49 Proc. als Oxyd enthält, und daß folglich das Kupferausbringen durch das fragliche Verfahren in keinem Fall diese letztere Zahl übersteigen kann, weil die

1,90 Proc. metallischen Kupfers, welche im geschwefelten Zustande noch im Erze enthalten sind, in den Rückständen des Processes unangegriffen verbleiben.

Man hat deshalb bei dem zu Temperino mit jenem Erze unternommenen Betriebe zu keinen guten Resultaten gelangen können.

Aus diesen Thatsachen darf man folgern, daß, wenn es gelänge, das sämmtliche in dem Erz enthaltene Kupfer zu oxydiren, das Ausbringen wahrscheinlich dem Gesammtkupfergehalt des Erzes nahe kommen würde.

Wir haben nun noch den Betrieb des neuen Verfahrens zu Campanevecchie in Bezug auf die Kosten zu verfolgen. Diese Selbstkosten sind auf einen Posten von 10,000 Kilogrammen Erz, welche gewöhnlich in einer Campagne verarbeitet werden, berechnet. Die betreffenden Angaben beruhen auf Petitgand's eigenen Untersuchungen, so wie auf den ihm mitgetheilten Hüttenbüchern und Rechnungen.

Die zerschlagenen und grobgeschiedenen Erze werden in Haufen von 250 bis 300 Tonnen geröstet. Die Gewinnungs- und Förderungskosten bis auf die Halden, dann die Kosten für das Zerschlagen und Scheiden betragen zusammen per Tonne 7 bis 8 Francs.

Der Oberingenieur Gruner zu St. Etienne hat im Bulletin de la Soc. de l'Ind. minér. III. 291, Bemerkungen zu der obigen Beschreibung gemacht, aus denen wir das Nachstehende hier folgen lassen:

Hr. Simonin versichert, daß man zur Beförderung der Oxydation der geschwefelten Substanzen gewöhnlich etwas Salpeter zusetzte.

Die 38,8 schwefelsaurer Kalk in der obigen Analyse enthalten 22,68 Schwefelsäure, während die gesammten metallischen Basen 37 geben. Es scheint demnach, daß die 14 oder 15 fehlenden Theile Schwefelsäure durch ein gleichbedeutendes Verhältniß von Chlor ersetzt werden müßten. Es muß aber bemerkt werden, daß ein bedeutender Bruchtheil schwefelsaurer Kalk in dem Wasser gelöst geblieben ist, und daß außerdem die metallischen Sulfate in der gerösteten Masse als Subsulfate vorkommen mußten. Es folgt daraus, daß, wie wir weiter oben bemerkt haben, die gerösteten Substanzen hauptsächlich aus schwefelsauren Metallen bestehen, und Chloride nur in verhältnißmäßig geringen Mengen vorkommen.

Man kann daher die Frage aufwerfen, welchen Zweck der Zusatz von Kochsalz haben kann und ob eine doppelte Röstung ohne dasselbe nicht zu demselben Resultat führen würde?

Die Antwort scheint Herrn Gruner nicht zweifelhaft, besonders wenn man am Ende der Operation die geröstete Masse mit trockener, gasförmiger schwefliger Säure durchdringen könnte, um das Kupferoxyd zu sulfatisiren. Man könnte auf verschiedene Weise dazu gelangen, das einfachste Verfahren scheint das nachstehende zu sein:

Man wendet einen Flammofen mit doppelter Sohle an, und während man die eigentliche Röstung auf der, der Sohle am nächsten liegenden Sohle bewirkt, wird die vorher geröstete Charge auf der zweiten Sohle der Einwirkung der mit Luft vermischten schwefeligen Säure, die von der zweiten Sohle kommt, ausgesetzt. Es würde übrigens die Sulfatisirung erleichtert werden, wenn man Wasserdämpfe anwenden wollte.

Der Bergingenieur und Professor Lan hat neuerlich im Laboratorium der Bergschule zu St. Etienne gefunden, daß auch das Kupferoxyd sich unter der dreifachen Einwirkung der Säure, Luft und Wasserdampf sehr leicht in Sulfat verwandelt. Er hat auch ferner gefunden, daß man zu demselben Resultat gelangt, wenn man das Kupferoxyd mit Schwefelkies röstet.

Statt die erste Röstung in freien Haufen vorzunehmen, könnte man sie auch in einem Schachtofen ausführen und die sich bei diesem Proceß entwickelnde schweflige Säure zur Sulfatisirung des zerkleinerten Erzes benutzen. Kurz, wenn der Becchi'sche Proceß günstige Resultate gewährt, so muß man, wie Hr. Gruner meint und bis bessere Belehrung das Gegentheil zeigt, dies weniger dem Einfluß des Kochsalzes, als dem Zermahlen des Erzes zuschreiben, wodurch die geschwefelten Substanzen vollständig oxydirt werden können.

Das grünliche getrocknete Mehl wird zu Campannevecchie einem gewöhnlichen Reductionsschmelzen unterworfen. — Ein erstes Schmelzen im Krummofen giebt Concentrationsstein durch Reduction des schwefelsauren Kalkes, und nachdem dieser Stein sorgfältig geröstet worden ist, wird er auf ein sehr reines Schwarzkupfer verschmolzen.

Der ganze Kupferverlust soll nach Simonin's Angabe bei diesem Processe nur 12,5 Procent betragen.

Ueber Kupferextraction aus Schlacken bemerkt Fr. Markus in der Oesterr. Zeitschr. 1857, Nr. 14, Nachstehendes. — In den meisten kupferhaltigen Schlacken ist das Kupfer größtentheils als Schwefelkupfer enthalten. Bei einer ganz einfachen, die Oxydation des Schwefelkupfers bewirkenden Behandlungsweise wird der größte

Theil des enthaltenen Kupfers als schwefelsaures Kupferoxyd durch Wasser auslaugbar, und ist dann wie gewöhnlich durch metallisches Eisen zu fällen. In Hütten, wo Ofenüberhitze zu Gebote steht, und kupferhaltige, sonst nicht leicht verwerthbare Schlacken (oft mit einem Gehalt von 0,7 bis 1 Procent) in Menge fallen, sind Versuche sehr zu empfehlen.

Sechster Abschnitt.

Blei.

Geschichtliches vom Oberharzer Silber-, Blei- und Kupferhüttenwesen theilt Bergamtsassessor Kerl in der Freiberger berg- und hüttenm. Zeitung, Nr. 2 ff. 1859 mit; wir verweisen darauf.

Beim Probiren des Bleiglanzes (und des Schwefelantimons) wendet Levol (Annales de Chim. et de Phys., April 1856, S. 472, und Polytechnisches Centralblatt, 1856, Nr. 16) folgendes Verfahren an: Zum Probiren des Bleiglanzes auf trockenem Wege empfiehlt er 100 Theile desselben mit 100 Theilen entwässertem Blutlaugensalz und 50 Theilen Cyankalium zu vermischen und das Gemisch bei Kirschrothglühhitze zu schmelzen. Das Blei wird dabei durch das Cyankalium und wahrscheinlich zugleich durch das in dem Blutlaugensalz enthaltene Eisen reducirt. Es scheidet sich gut von der Schlacke und beträgt 97,5 bis 98 Proc. des in dem Bleiglanze enthaltenen Bleies, so daß der Verlust nur 2 bis 2,5 Proc. beträgt. Cyankalium oder Blutlaugensalz für sich allein angewendet, giebt kein befriedigendes Resultat, indem ein erheblicher Antheil Blei in der Schlacke bleibt. Ist zugleich Blende zugegen, so ist der Bleiverlust größer, weil das Zink die Verflüchtigung des Bleies begünstigt. Bei einem Versuche, wo Pb S und Zn S im Verhältniß von 2 : 1 vorhanden waren, betrug der Bleiverlust 5,05 Proc. Ist Schwefelantimon vorhanden, so ist das Verfahren nicht anwendbar, da dann Antimon in Blei übergeht. Das Gemenge von Blutlaugensalz und Cyankalium eignet sich auch zum

Probiren des Schwefelantimons und beim Schmelzen eines Gemenges von 100 Theilen Antimonium crudum und 200 Theilen entwässertem Blutlaugensalz, welches mit 50 Theilen Cyankalium bedeckt wurde, erhielt Levol 72 Theile Antimon, während der Gehalt des Schwefelantimons davon 72,77 Proc. beträgt. Das so abgeschiedene Antimon ist jedoch eisenhaltig; Levol fand darin bis 3 Procent Eisen.

W. Baker in Sheffield hat (Chemical Gazette, Oct. 1856, Nr. 335 und daraus Polytechn. Journal, Bd. 142, S. 281) Untersuchungen angestellt, um zu ermitteln, ob Kupfer und Eisen im Blei in ähnlicher Weise getrennt werden können wie das Silber bei Pattinson's Krystallisationsproceß. Letzterer beruht bekanntlich auf der Thatsache, daß, wenn Blei, welches ein gewisses Verhältniß von Silber enthält, geschmolzen wird, und dann langsam erkalten kann, eine Krystallisation von reinem Blei bei einer Temperatur erfolgt, wo eine Legirung von Silber und Blei noch flüssig bleibt. Die Krystalle von reinem Blei, welche auf den Boden des Behälters hinabsinken, können mittelst eines Seihlöffels herausgenommen werden.

Baker benutzte zu seiner Untersuchung eine Batterie von vier Schmelzkesseln, deren jeder beiläufig 6 Tonnen (120 engl. Ctr.) Metall enthielt; aus jedem Schmelzkessel wurden Proben genommen: 1. nachdem das Metall geschmolzen und abgeschäumt war; 2. von den Krystallen, nachdem beiläufig die Hälfte der sich absetzenden Quantität mit dem Löffel herausgeschöpft war; 3. von dem flüssigen Blei, welches die Legirung von Silber und Blei enthält (bottoms, Rückstand genannt).

Das beim Beginn der Operationen angewendete Blei war eine sehr reine Sorte, wie folgende Analysen von zwei Proben zeigen:

In 100 Theilen:

	I.	II.
Silber . .	0,0046	0,0052
Kupfer . .	0,0066	0,0154
Eisen . .	0,0065	0,0068
Schwefel .	Spur	Spur.

Baker stellte in der folgenden Tabelle die Resultate zusammen, welche er bei der Analyse der oben erwähnten Bleiproben erhielt. Man wird daraus sogleich ersehen, daß die Trennung des Kupfers vom Blei nach einem ähnlichen Gesetz erfolgt, wie diejenige des Sil-

bers; d. h. es giebt eine Legirung von Kupfer und Blei, die bei einer Temperatur flüssig bleibt, bei welcher sich Krystalle von reinem Blei bilden. Das Eisen kann, wie man sieht, nach dieser Methode nicht getrennt werden; es wird aber größtentheils durch Oxydation abgeschieden, während man die Oberfläche des geschmolzenen Metalles abschäumt.

In 100 Theilen:

	Silber	Kupfer	Eisen
Reicher Schmelzkessel.			
Vor dem Krystallisiren .	0,0108	0,0344	0,0312
Krystalle, 25 Theile . .	0,0052	0,0152	0,0086
Flüssiges Blei, 85 Theile	0,0180	0,0476	0,0122
Zweiter Schmelzkessel.			
Vor dem Krystallisiren .	0,0052	0,0154	0,0068
Krystalle, 95 Theile . .	0,0020	0,0066	0,0118
Flüssiges Blei, 25 Theile	0,0126	0,0286	0,0146
Dritter Schmelzkessel.			
Vor dem Krystallisiren .	0,0020	0,0102	0,0118
Krystalle, 70 Theile . .	0,0010	0,0038	0,0198
Flüssiges Blei, 25 Theile	0,0100	0,0240	0,0082
Vierter Schmelzkessel.			
Raffinirtes Blei . . .	0,0014	0,0054	0,0112

Durch die erste Krystallisation wird das Silber von 0,0108 Proc. = 3 Unzen 10 Pennywgh. 13 Grains per Tonne vermindert, auf 0,0052 Proc. = 1 Unze 12 Pennywgh. 23 Grains per Tonne in den Krystallen und concentrirt auf 0,0140 Proc. = 4 Unzen 11 Pennywgh. 11 Grains per Tonne in dem flüssigen Blei, welches im Schmelzkessel bleibt.

Das Kupfer wird von 11 Unzen 4 Pennywgh. 16 Grains per Tonne vermindert auf 4 Unzen 19 Pennywgh. 7 Grains in den Krystallen, und concentrirt auf 15 Unzen 10 Pennywgh. 23 Grains in dem flüssigen Blei. Bei der zweiten Krystallisation ist die Trennung noch auffallender, da ein größeres Verhältniß von Krystallen weggenommen wird, als bei der ersten. Zuletzt beträgt in der Tonne raffinirten Bleies das Silber nur noch 9 Pennywgh. 3 Grains und das Kupfer 1 Unze 15 Pennywgh. 6 Grains. Der Betrag fremder Metalle in den Krystallen sollte in jedem Fall offenbar demjenigen im Metall des nächsten Schmelzkessels vor der Krystallisation entsprechen; in den meisten Fällen stimmt er auch mit letzterem überein,

in anderen kommt er ihm so nahe, daß dadurch die Richtigkeit der Analysen bewiesen wird.

Das Eisen wurde bei der ersten Krystallisation anscheinend in ähnlicher Weise abgeschieden, bei Wiederholung der Operation wird jedoch dessen Menge in den Krystallen nicht vermindert und dasselbe nicht im flüssigen Blei concentrirt. Das Minimum von Eisen enthalten die Bleiproben, welche vor der zweiten Krystallisation, nämlich unmittelbar vor dem Abschäumen genommen wurden; die Berührung mit den eisernen Kesseln und Löffeln liefert dann den größten Procentgehalt der Krystalle.

Diese Versuche beweisen, daß das Kupfer, wenn es nicht in beträchtlichen Quantitäten im Blei enthalten ist, von demselben durch ein, dem Pattinson'schen Entsilberungsproceß ähnliches Verfahren getrennt werden kann.

Eine sehr lehrreiche Beschreibung des Probirgadens und der Probiröfen bei der Przibramer k. k. Schmelzhütte, vom Probirer C. Klasek, enthalten Rittinger's Erfahrungen, 1857, S. 29.

Ueber das Röstungsverfahren der Bleigeschicke in Flammöfen behufs ihrer Zugutebringung bei dem Reichverbleiungsschmelzen in der k. k. Silberhütte zu Schemnitz enthält die Oesterr. Zeitschr. 1857, Nr. 21 ff. eine wichtige Arbeit von dem k. k. Zeugschaffer H. W. Kachelmann, auf die wir aber nur verweisen können.

Ueber die Anwendung gußeiserner Schlackenrinnen und ihren Erfolg beim currenten Schmelzbetriebe der k. k. Silberhütte zu Kremnitz hat der k. k. Hüttenverwalter v. Amon daselbst, in der Oesterr. Zeitschr. 1857, Nr. 22, eine Abhandlung mit Abbildungen geliefert. Wir verweisen nur darauf.

Ueber die Construction der Oefen und Leitung des Betriebes behufs der Beseitigung des üblichen Eisenzuschlages beim Reichverbleiungsschmelzen vom k. k. Silberhüttenverwalter in Kremnitz v. Amon, Oesterr. Zeitschr. 1857, Nr. 42.

Ueber Ausmauerung der Schliechschmelzöfen auf der Clausthaler Silberhütte mit Kokessteinen berichtet der dortige Hüttenmeister Kast in den „Mittheilungen der Gesellschaft Maja" 1857, Heft 1, S. 16, und daraus in der Allgem. berg- und hüttenm. Zeitung 1859, Nr. 3, wie folgt:

Bis auf die neueste Zeit sind die Schmelzöfen auf den Ober-

harzer Silberhütten mit Barnsteinen (Ziegelsteinen) oder Sandsteinen ausgemauert. Beide Steinsorten schmelzen nicht bei der in den Oefen stattfindenden Temperatur, dagegen werden sie von der Schmelzmasse mehr oder weniger angegriffen. Dadurch entstehen einerseits strengflüssige Schlacken, die zu Bühnenansetzungen Veranlassung geben, andrerseits wird eine ungleichmäßige Erweiterung des Gestelles herbeigeführt, die sehr störend auf den Schmelzgang einwirkt und oft sogar die Beendigung der Schmelzcampagne verursacht.

Vor einigen Jahren sind die Schmelzöfen zu Lautenthaler Silberhütte mit Schlackensteinen im Gestell ausgemauert. Auch sind in Folge dessen zu Clausthaler und Altenauer Silberhütte versuchsweise Schmelzöfen mit Schlackensteinen hergerichtet.

Die Gestelle aus Schlackengesteinen verhalten sich allerdings gegen die Schmelzmasse mehr indifferent, auch haben sie sich besser gehalten, als zu erwarten war, und auf Clausthaler Hütte sind so zugestellte Oefen 8 bis 10 Wochen im Gange gewesen. Von Schwerschmelzbarkeit kann natürlich bei Schlacksteinen keine Rede sein. Beim Anhängen dieser Oefen war der Oberherd schon voll Schlacke und trat letztere auf die Spur, bevor die Beschickung in den Ofen getragen war. Nach dem Ausblasen sah es im Gestelle dieser Oefen erschrecklich aus, und die Wiederherstellung war mit Schwierigkeiten verknüpft.

Herr Kast suchte nun nach einem Materiale, das beide vorerwähnte Eigenschaften möglichst besitze, und glaubte in der Kohle ein solches gefunden zu haben. Dieselbe ist weder schmelz- noch verschlackbar, und es kam nur darauf an, sie gegen den Einfluß der Gebläseluft hinreichend zu schützen, sie unverbrennlich zu machen.

Als eine Kohle von großer Dichte und Festigkeit boten sich ihm die Kokes dar, die auf Clausthaler Hütte bei Verschmelzung der producirten Bleisteine als Brennmaterial angewendet werden.

Zunächst ließ er den in den Kokesschuppen ausgehaltenen Kokesdreck (Kokesklein) durch ein Sieb werfen, die größeren Stücke zum Kokesvorrath zurückgeben und das Durchgesiebte fein pochen. Dann ließ er in einen hölzernen Kasten 6 Eimer Wasser gießen, darin 3 Himten Lehm auflösen, und dann nach und nach unter Umarbeiten von dem feingepochten Kokesdreck eintragen und aus der Masse 28 Stück 12″ lange, 7″ breite und 6″ hohe Kokessteine schlagen, von welchen einer lufttrocken 17 Pfd. wog.

Das Lehmwasser verbindet nun nicht allein die Kokestheilchen, sondern überzieht auch jedes einzelne Körnchen mit einer dünnen

Lehmschicht und verstopft die Poren desselben. Auf diese Weise sind die Kokessteine ziemlich gegen Verbrennung geschützt; im Ofen kann der dünne Lehmüberzug wohl schmelzen, aber die Kokestheilchen werden ihn verhindern, zusammenzufließen, er wird, wenn man sich so ausdrücken darf, nur näßen, ohne abfließen zu können. Während also der Lehmüberzug die Kohle vor Verbrennung schützt, verhindert andrerseits die eingeschlossene Kohle den Lehm vor Zusammenschmelzen. Wird der Lehmüberzug verschlackt, so wird die Schlacke den Lehm ersetzen.

Es wurden nun vorläufig einige Oefen mit Kokessteinen ausgemauert und sie bewährten sich gut.

Beim vierten Hohofen, welcher gerade einen neuen Kernschacht erhielt, wurde der untere Theil des Kernschachtes bis auf 7′ Höhe mit Kokessteinen ausgemauert und nur die vordere Wand auf 6″ Stärke von Barnsteinen aufgeführt. Der Ofen wurde den 29. Dec. 1856 angehängt und ganz wie gewöhnlich beschickt. Sehr bald erreichte dieser Ofen eine hohe Temperatur, so daß schon am folgenden Tage der volle Satz aufgegeben werden konnte. Es ist dies wohl der schlechten Wärmeleitungsfähigkeit der Kokessteine zuzuschreiben. Aus demselben Grunde wollte sich erst keine Nase bilden, weshalb man bei spätern Versuchen dicht über die Form erst einen Sandstein setzen ließ.

Der Ofen war stets in gutem Gange bis 16. März 1857, wo er Hängens halber ausgeblasen wurde. Im Gestell war der Ofen ganz gleichmäßig und trotz der elfwöchentlichen Campagne auf jeder Seite nur wenige Zolle ausgebrannt, und zwar viel weniger, als es bei Barnsteinausmauerung der Fall zu sein pflegt.

Da nach mehreren angestellten Versuchen dieselben günstigen Resultate sich ergaben, so sind jetzt sämmtliche Schliechöfen im Gestelle mit Kokessteinen ausgemauert.

Die Vortheile der Kokessteinausmauerung bestehen nun in Folgendem:

Da die mit Kokessteinen ausgemauerten Oefen sich schon am zweiten Tage in solchem Gange befinden, als sonst die Oefen nach 6 bis 8 Tagen, so wird dadurch Zeit und Brennmaterial gespart. Eine fernere Brennmaterialersparung tritt dadurch ein, daß die Schachtwände schlechtere Wärmeleiter sind.

Ein besseres Metallausbringen stellt sich dadurch heraus, daß die Kokessteine mit der Beschickung keine Schlacke bilden, und so auch keine Metalle mit verschlackt werden.

Ferner kommen die Kokessteine selbst viel billiger als Barnsteine oder Sandsteine; sie kosten nur den achten Theil so viel, wie diese.

Für das Material ist dabei nichts gerechnet, da die Steine, soweit sie ausbrennen, als Brennmaterial wirken, und der Kokesdreck demnach nicht vortheilhafter abgenutzt werden kann. Für die Maurer sind die Kokessteine ein sehr angenehmes Material, da sie sich sehr leicht bearbeiten lassen, auch sind die ausgeblasenen Oefen viel leichter und schneller wieder herzustellen, da aus dem Gestelle des Ofens kaum etwas herausgebrochen zu werden braucht und dasjenige, was herausgebrannt ist, sofort durch neue Kokessteine vorgemauert werden kann. Geschur für das Krätzpochwerk erfolgt gar nicht. Besonders vortheilhaft hat sich noch die Ausmauerung des Glättfrischofens mit Kokessteinen, ihrer Unverschlackbarkeit wegen, bewährt. Während früher von einem Frischen 8 bis 10 Ctr. Frischschlacken erfolgten, erfolgen jetzt nur 1¾ Ctr. und in diesem verringerten Schlackenfalle liegt viel Gewinn, weil, wenn auch die Frischschlacken, welche einen hohen Bleigehalt besitzen, wieder zur Beschickung kommen, die Gewinnung des Bleies aus Schlacken immer mit Schwierigkeiten verbunden ist.

Nach einer Campagne von 8 Frischen, wo 1000 Stück Blei (à 138 bis 140 Pfd.) und 14 Ctr. Schlacken producirt worden, war der Frischofen bei Anwendung von Kokessteinen nur wenig ausgebrannt.

Wenn nun beim Glättfrischen die Kokessteine hauptsächlich den Vortheil eines bessern Metallausbringens gewähren, so liegt bei den Schliechöfen ihr Hauptvortheil immer in der bessern Erhaltung des Ofengestelles, dem dadurch bedingten bessern und regelmäßigern Gange und der länger dauernden Campagne des Ofens.

Die Bleihütten im Departement der Rhonemündungen sind mit Hülfe von Abbildungen beschrieben im Bulletin de la Soc. de l'Ind. minér. II. 406 ff.; wir können diese Monographie nur anführen.

Ueber die Verhüttung der Przibramer Erzgeschicke enthält das „Jahrbuch" VII. S. 231 ff. eine wichtige Arbeit vom Redacteur, Director Grimm daselbst.

Das Schmelzen der bei der Bleiarbeit fallenden Schlacken in Flammöfen zu Freiberg. Aus einem Reisebericht des k. k. Hüttenzeugschaffers Joh. Köller zu Przibram, ist in demselben Bande des Jahrbuchs, S. 42, mit einer Tafel abgedruckt.

Die bisherigen Versuche zur Beseitigung des schädlichen Einflusses des Hüttenrauches bei den fiskalischen Hüttenwerken zu Freiberg. Zusammengestellt vom Bergrath und Prof. Reich daselbst. Berg- und hüttenmännische Zeitung 1858, Nr. 21 und 22.

Es ist erklärlich, daß wir auf alle diese Arbeiten nur verweisen können.

Siebenter Abschnitt.

Silber.

Ueber einen neuen, von Gaudry erfundenen Muffelofen hat Herr Levol in dem Bulletin de la Soc. d'Encour. von 1856 und daraus im Polytechn. Centralbl. 1857, Nr. 5, oder im Polytechn. Journal, Bd. 148, S. 39, berichtet. Wir verweisen auf diese mit genauen Abbildungen versehenen Beschreibungen.

Eine Abänderung des gebräuchlichen Verfahrens, das Silber auf nassem Wege zu probiren, beschreibt die Oesterr. Zeitschr. 1857, Nr. 7. — Bei dem bekannten Gay-Lussac'schen Silberprobir-Verfahren zeigt sich der Uebelstand, daß, wenn die zu prüfende Silberlegirung Gold und Zinn enthält, sich bei Anwendung von Salpetersäure Cassius'scher Purpur zeigt, welcher nach Fällung mit Normalsalzlösung längere Zeit in der Flüssigkeit suspendirt bleibt und die Beobachtung der spätern Fällungen durch die Zehnt-Salzlösung erschwert. — Es hat daher Levol im Jahre 1855 den Vorschlag gemacht, die Salpetersäure durch concentrirte Schwefelsäure zu ersetzen, wodurch zugleich die mit einer allenfallsigen Gegenwart von Schwefel verbundenen Schwierigkeiten gelöst werden.

Es kann aber die Methode von Levol bei einem hohen Kupfergehalte der Legirung deshalb nicht angewendet werden, weil in diesem Falle das Silber durch concentrirte Schwefelsäure nicht vollkommen aufgelöst wird. Der Obergoldscheider bei der k. k. Münze in Mailand, Mascazzini, schlägt eine weitere Modification dieses Verfahrens beim Probiren von kupferreichem, Zinn, Zink, Blei und Antimon enthaltendem göldischen Silber vor, welche darin besteht, daß die für die Proben eingewogene Legirung zuerst mit einem möglichst geringen Quantum Salpetersäure so lange digerirt wird, als sich

noch rothe Dämpfe entwickeln, worauf man eine entsprechende Menge von concentrirter Schwefelsäure zusetzt, die Flüssigkeit sodann zum Kochen bringt, und sie darin so lange erhält, bis sich fast alles Gold mit der charakteristischen gelben Farbe in mehr compacter Form am Boden des Gefäßes abgesetzt hat. Nach erfolgter Abkühlung wird vorsichtig destillirtes Kupfer zugesetzt und dann zur Fällung mit Kochsalzlösung in der gewöhnlichen Weise geschritten.

Eine neue Silberprobe auf dem nassen Wege beschreibt F. Pisani in den Annales des Mines, 5. Reihe, Bd. X. S. 83, und daraus in der berg- und hüttenm. Zeitung 1857, Nr. 15. Wir entnehmen daraus das Folgende: Thut man Amidon-Jodür oder Jodstärke in eine Solution von salpetersaurem Silber, so entfärbt es sich sogleich in Folge der Bildung von Silberjodid und wahrscheinlich auch von jodsaurem Silber. Da sich nun die Menge der durch ein gegebenes Volum von salpetersaurem Silber entfärbten Jodstärke wie die in diesem Volum enthaltene Silbermenge verhält, so hat Herr Pisani darauf ein neues Verfahren zur Gewichtsbestimmung von Silber gegründet, welches leicht und schnell ausführbar ist und zu gleicher Zeit sehr genaue Resultate giebt.

Um die in einer Flüssigkeit enthaltene Silbermenge zu bestimmen, gießt Pisani eine Normallösung von Jodstärke so lange hinzu, bis ein geringer Ueberschuß von diesem Reagens eine merkliche Färbung hervorbringt.

Um diese Normalflüssigkeit zu bereiten, nimmt man lösliche Jodstärke, die nach dem Verfahren des Dr. Quesneville dargestellt worden ist, und nachdem man die darin enthaltenen Jodprocente annähernd bestimmt hat, löst man sie in einer gewissen Menge destillirten Wassers auf.

Den Jodgehalt der Jodstärke bestimmt man sehr schnell auf folgende Weise: Man nimmt 1 Gr. von der Jodstärke und nachdem man sie in kaltem Wasser aufgelöst hat, gießt man mittelst einer graduirten Bürette, welche Zehntel von Cubikcentimetern angiebt, eine filtrirte Solution von salpetersaurem Silber hinzu, welche 0,005 Gr. Silber auf das Cubikcentimeter enthält. Wenn die blaue Flüssigkeit gänzlich entfärbt ist, so hört man auf, und nach der zu dieser Entfärbung angewendeten Silbermenge wird der Jodgehalt der Jodstärke berechnet. Nimmt man an, daß sie 4 Proc. enthalte, so werden in 5 Gr. dieser Jodstärke in einem Liter Wasser aufgelöst 0,200 Gr. Jod = 0,171 Gr. Silber enthalten sein, und jedes Cubikcentimeter dieser Flüssigkeit wird 0,000171 Gr. Silber entsprechen.

Wenn nun dieser Gehalt einmal annähernd bestimmt worden ist, so fixirt man den wirklichen Gehalt der Normalflüssigkeit auf nachstehende Weise. Man thut in 1 Fußglas 1 oder 2 Cubikcentimeter salpetersaures Silber, welche 0,005 Gr. Silber im Cubikcentimeter enthalten, und setzt darauf noch etwas pulverisirten kohlensauren Kalk hinzu, damit die Flüssigkeit stets neutral ist. Darauf wird mittelst einer in halbe Cubikcentimeter graduirten Bürette von der Normallösung der Jodstärke hinzugegossen, und dabei mit einem Stäbchen umgerührt. Anfangs entfärbt sich die Jodstärke schnell, und die Flüssigkeit nimmt in Folge der Silberjodidbildung eine klare hellgelbe Farbe an; allein am Ende des Processes wird die Flüssigkeit plötzlich sehr merklich braun, und wenn diese blaugrüne Färbung bleibt, muß man aufhören. Um nun den Moment, in welchem sich die Färbung ändert, besser wahrnehmen zu können, kann man neben das Glas, in welchem man die Probe anstellt, ein zweites mit Jodstärke stellen, in welches man einen Ueberschuß von salpetersaurem Silber gegossen hat, und welches auch als Probe oder Norm dienen kann. Sobald die Probe vollendet ist, sieht man, wie viel Theile von der Jodstärke verbraucht sind, um diese geringe Färbung hervorzubringen, und man wiederholt den ganzen Proceß 5 bis 6 Mal, bis die erlangten Resultate einander gehörig correspondiren.

Nehmen wir an, daß der Durchschnitt dieser Versuche 56 Cubikcentimeter für 0,010 Gr. Silber gegeben habe, so wird eine nur 0,005 Gr. enthaltende Flüssigkeit 28 Cubikcentimeter und eine 0,001 Gr. enthaltende 5,6 Cubikcentimeter erfordern. Da nun jedes Cubikcentimeter 0,00017 Gr. Silber enthält, so kann ein Fehler von ½ Cubikcentimeter, welches mehr angewendet worden, fast unberücksichtigt bleiben.

Der Zusatz von kohlensaurem Kalk zu der zu probirenden Flüssigkeit hat zwei Vortheile: zuvörderst den, die freie Salpetersäure zu sättigen, die ohnedem sonst immer etwas auf das Jod der Jodstärke einwirkt. Außerdem gestattet der kohlensaure Kalk eine bessere Wahrnehmung der Farbenveränderungen, die sich am Ende des Processes zeigen; denn die von einem geringen Ueberschuß von Jodstärke herrührende Färbung ist alsdann weit intensiver, ohne Zweifel, weil sie zum Theil die gelbe Färbung des Silberjodids maskirt.

Legirungen von Silber und Kupfer. — Um nach dieser Methode eine Legirung von Silber und Kupfer zu analysiren, nimmt man von derselben 0,500 Gran, löst sie in reiner Salpetersäure auf und gießt soviel Wasser hinzu, daß es 100 Cubikcentimeter sind,

damit die Kupferfarbe nicht zu intensiv sei. Von dieser Flüssigkeit nimmt man nur 5 Cubikcentimeter.

Man thut sie in ein Fußglas und sättigt sie mit kohlensaurem Kalk; dann gießt man so lange Jodstärke hinzu, bis eine Färbung merklich wird. Man liest alsdann die Anzahl der angewendeten Theile und berechnet die in den 5 Cubikcentimetern enthaltene Silbermenge. Macht man nun auf dieselbe Weise 10 Proben hintereinander, so erlangt man ein hinreichendes Mittelresultat, so daß man den Legirungsgehalt bis auf fast $^{2}/_{1000}$ bestimmen kann.

Wollte man nun mehr als 5 Cubikcentimeter zu einer Probe, so müßte man eine zu große Menge Jodstärke nehmen, so daß also das nachstehende Mittel weit zweckmäßiger ist. Statt 5 Cubikcentimeter von der zu probirenden Flüssigkeit zu nehmen, operirt man nur mit 2 Cubikcentimetern, und mittelst der Jodstärke wird das darin enthaltene Silber bestimmt. Da man auf diese Weise den Gehalt der Legirung annähernd sehr genau bestimmen kann, so nimmt man 50 Cubikcentimeter von derselben Flüssigkeit und fällt mittelst einer titrirten Kochsalzlösung eine bekannte Silbermenge, z. B. $^{99}/_{100}$. Da das Chlorsilber auch die Jodstärke färbt, so wird sie durch ein Filter abgeschieden und das übrige Silber wird in der abfiltrirten Flüssigkeit bestimmt, indem man Normalflüssigkeit von Jodstärke hinzugießt.

Wenn die zu bestimmende Silbermenge 0,020 Gr. übersteigt, so ist es besser, fast die ganze Silbermenge durch Kochsalz zu fällen und alsdann den Rest durch Jodstärke zu bestimmen; denn wenn auch in der chlorirten Flüssigkeit nur 0,002 Gr. Silber zurückbleiben, so kann man durch die Pisani'sche bis fast auf $^{1}/_{10}$ Milligr. bestimmen.

Silberhaltiger Bleiglanz. — Da die Bleisalze die Jodstärke nicht entfärben, so kann man mit demselben Reagens auch einen silberhaltigen Bleiglanz analysiren. Zu dem Ende nimmt man davon 10 bis 50 Gr., je nach dem Silbergehalt, und nachdem man sie in reiner Salpetersäure aufgelöst hat, filtrirt man die Flüssigkeit, um das sich bildende schwefelsaure Blei abzuscheiden. Darauf sättigt man den Säureüberschuß mit kohlensaurem Kalk, der ganz frei von Chloriden sein muß und man filtrirt von Neuem, wenn sich ein Präcipitat zeigt. Der filtrirten Flüssigkeit setzt man noch etwas kohlensauren Kalk hinzu und bestimmt das Silber, indem man die Normalflüssigkeit von Jodstärke hinzugießt, bis sich eine leichte blaugrüne oder violette Färbung zeigt. Die Farbe hängt von der angewendeten Jodstärke ab und in sehr vielen Fällen kann sie auch violblau sein.

Darauf liest man die Anzahl der angewendeten Theile von Cubikcentimetern und berechnet die entsprechende Silbermenge.

Das im Handel befindliche Blei. — Es wurde bereits darüber gesprochen, daß man durch die hier beschriebene Methode den Silbergehalt eines Bleiglanzes bestimmen könnte; bei dem verkäuflichen Blei verfährt man eben so, d. h. nachdem man 1 bis 10 Grammen, je nach der Höhe des Gehalts, abgewogen hat, löst man es in Salpetersäure auf, sättigt es durch kohlensauren Kalk und bestimmt die Silbermenge durch Jodstärke.

Silbererze. — Bei den verschiedenen Silbererzen ist dies Verfahren bei Bestimmung der Silbermenge ebenfalls anwendbar, sobald man nur eine Lösung des Silbers in Salpetersäure hat.

Wenn man einen Bleiglanz oder irgend ein Blei analysirt, welche silberhaltig sind, so muß man nur dahin sehen, eine Normalflüssigkeit zu bereiten, die weit schwächer ist und von der 1 Cubikcentimeter weniger als 1/10 Milligramm Silber entspricht. Wenn man nun 1/2 Cubikcentimeter mehr hinzugießt, so kann man nicht in den Fehler verfallen, die zu bestimmende Silbermenge zu hoch anzugeben. Weiter, wenn die Flüssigkeit, in welcher man die Silbermenge bestimmen will, ein zu bedeutendes Volum hat, so ist es zweckmäßig, sie zum Theil abzudampfen, den 1/2 Cubikcentimeter Normalflüssigkeit wird ein Volum von 50 bis 100 Cubikcentimetern sehr hinreichend färben, während die in einem größern Volum der Flüssigkeit erlangte Färbung weit weniger leicht wahrzunehmen ist.

Wenn man den Silbergehalt mit Jodstärke bestimmt, so muß man sich vorher überzeugen, daß kein Quecksilber eingemischt ist; denn da dieses Metall wie auf die Jodstärke wirkt, so würde es eine Quelle unvermeidlicher Fehler sein.

Vortheile des Processes. — Der Hauptvortheil, den dies neue Verfahren bei der Bestimmung der Silbermenge darbietet, besteht darin, sehr geringe Mengen sehr genau bestimmen zu können, welches bei den übrigen Processen unmöglich ist. Außerdem ist der Wechsel der Färbung, der sich am Ende der Operation zeigt, so charakteristisch, daß man genau weiß, wenn man aufhören muß, ohne daß man sehr langsam zu gehen braucht, wie dies beim Kochsalz der Fall ist, wenn man den Gehalt der Legirung nicht im Voraus annähernd kennt.

Als Reagens der Silbersalze ist keins so empfindlich als Jodstärke, denn man erkennt damit in einer Flüssigkeit 2/100 Millogr. Silber und selbst noch weniger.

Wollte man geringe Silbermengen in einer bedeutenden Kupfermenge aufsuchen, so würde die Färbung des letzten Metalls es zu sehen verhindern, wenn die Jodstärke entfärbt ist. Um alsdann das Vorhandensein des Silbers zu bestimmen, wendet Hr. Pisani folgendes Mittel an:

Man nimmt einen Streifen mit Stärkekleister geleimtes Papier, taucht ihn in eine wässerige Auflösung von Jod und wenn er blau gefärbt ist, so steckt man ihn in die Kupferflüssigkeit. Enthält dieselbe nun Silber, so entfärbt sich der Papierstreifen schnell, während er im Gegentheile seine Farbe behält.

In dem metallurgischen Laboratorium der Bergwerksschule in London wurden nach der Chemical Gazette und dem Polytechn. Centralbl., 1856, Nr. 14, von Burbidge Hambly Versuche darüber angestellt, welchen Einfluß es auf den bei der Cupellation stattfindenden Silberverlust hat, wenn dabei verschiedene Mengen von Silber mit demselben Mengenverhältniß von Blei angewendet werden, und welcher Silberverlust eintritt, wenn der Bleizusatz vergrößert wird. Zu diesen Versuchen diente chemisch reines Silber, welches aus Feinsilber durch Auflösen in Salpetersäure, Fällung als Chlorsilber und Reduction desselben durch Schmelzen mit Soda und Kohle dargestellt wird.

Die Ergebnisse dieser Versuche bestätigen die bisherigen Erfahrungen, daß bei zunehmendem Verhältniß an Blei der Silberverlust wächst; es sind aber noch mehr Versuche nöthig, um den Betrag dieses Verlustes für jeden Fall zu bestimmen.

Ueber das Verfahren zur Vermeidung bedeutender Silbergehaltsdifferenzen specifisch leichter Probemehlse hat der k. k. Hüttenmeister von Werks zu Felsöbanya sehr beachtenswerthe Erfahrungen in Nr. 46 der Oesterr. Zeitschrift von 1856 mitgetheilt, auf die wir hier verweisen.

Ein Apparat für Silberprobe auf nassem Wege ist von Deleuil in Paris erfunden und in Armengaud's Génie industriel, März 1858, und daraus im Polytechn. Journ., Bd. 148, S. 111 beschrieben. Da aber der Apparat mehr für Legirungen als Erze bestimmt ist, so verweisen wir nur darauf.

Verfahren zur Ermittelung des Silbergehalts im silberhaltigen Bleiglanz. Der Franzose E. Mène beschreibt eine von ihm erfundene, auf vorstehenden Gegenstand bezügliche Methode in den „Comptes rendus“ (hier aus dem Berggeist 1856, Nr.

52) wie folgt: Das Verfahren beruht einestheils auf der Löslichkeit des Silberoxyds in Aetzammoniak, anderntheils auf der Unlöslichkeit der Bleisalze in überschüssigem Aetzammoniak, weshalb auf nassem Wege operirt wird. Nachdem die zu pulverisirende Probe gehörig pulverisirt ist, werden 20 Gramme davon genommen und in einer Porzellanschale mit Salpetersäure, welcher drei= oder viermal soviel Wasser zugesetzt ist, gekocht. Alsbald scheidet sich aller Schwefel ab und das Blei löst sich auf, worauf man die Flüssigkeit filtrirt und durch einen großen Ueberschuß von Ammoniak fällt. Das Filtriren wird rasch nach einander fortgesetzt, indem man den jedesmaligen Rückstand mit Ammoniakwasser auswäscht. Zuerst werden durch das Ammoniak alle Oxyde gefällt und hernach gehen diejenigen, welche in demselben wieder löslich sind, durch den Ueberschuß in die Probeflüssigkeit über. Letzterer setzt man sodann überschüssige Salzsäure zu, welche alle jene Oxyde, mit Ausnahme des Chlorsilbers, auflöst; demnach ist nur das Chlorsilber abzuscheiden und aus seinem Gewicht das Silber zu berechnen.

Auf diese Weise hat der Erfinder vielfach den Silbergehalt von Bleiglanz, Bleiglätte rc. bestimmt und fand z. B.:

	Silbergehalt
Bleiglanz von Conflenz	0,0013
„ „ Seix	0,0008
„ „ Massat	0,0005
„ „ Vialard	0,0030
„ aus Baden	0,0016
Bleiglätte, gelbliche, von Poulauen .	0,0004
„ röthliche, „ „ . .	0,0002
„ gelbliche, „ Pontgibault .	0,0003
„ „ aus Deutschland .	0,0007.

Obige Methode ist ohne Ausnahme für alle Fälle anwendbar, welche Bestandtheile auch immer die zu analysirende Probe enthalten mag. Angenommen, man habe z. B. Bleiglanz aus Schwefelblei, =silber, =arsenik und =antimon, =zink, =kupfer= und =eisen bestehend und dem als Gangart Schwerspath, Quarz und Thon beigegeben sei, so werden durch das Kochen mit Salpetersäure alle Schwefelmetalle zersetzt; es scheidet sich der Schwefel entweder als Schwefel oder Oxyd ab, die Metalle lösen sich auf oder bleiben als Oxyde zurück, während die Gangart nicht angegriffen wird (nur die Thonerde des Thons löst sich theilweise auf). Wird hierauf die Flüssigkeit filtrirt und mit

Ammoniak niedergeschlagen, so besteht der Niederschlag aus den aufgelösten Oxyden. Durch den Ueberschuß von Ammoniak wird aber das Silberoxyd, etwas Arsen- oder arsenige Säure, nebst dem Zink- und Kupferoxyd wieder aufgenommen. Nach der Filtration wird die Flüssigkeit mit Salzsäure gesättigt, und zwar verwandelt diese die in der Flüssigkeit enthaltenen Metalle in auflösliche Chloride, wobei nur das Chlorid des Silbers als Niederschlag sich setzt.

Beschreibung der im Przbramer Probirgaden von dem substituirten Probirer Carl Klasek ausgeführten Versuche zur Emittelung des Silberabganges bei der trocknen Silberprobe. Oesterr. Zeitschr., 1857, Nr. 47 u. ff. Diese Abhandlung ist natürlich keines Auszuges fähig.

Ueber den Einfluß der Korngröße und der Mehlhöhe bei der Röstung von Schwefelmetallen zur Bildung von schwefelsaurem Silberoxyd sagt der k. k. Hüttenbeamte Markus in der Oesterreich. Zeitschrift, 1858, No. 10, Nachstehendes: Die Momente, welche außer dem eigentlichen chemischen Processe bei den metallurgischen Operationen, besonders bei der Röstung, einen großen Einfluß auf den Gang derselben haben: Größe der Luftzuströmung, Temperaturhöhe, Dimensionen der Mehllage u. s. w. sind bis jetzt meistens noch verhältnißmäßig wenig beachtet. Und doch sind es auch diese, deren Kenntniß bei dem Uebertragen eines Versuches im Kleinen in den größeren Betrieb zur Bemessung der Dauer eines Processes, der Menge u. s. w. eine bisher fehlende Brücke bilden sollte, deren Benützung oft manchen Irrweg und manche Auslage zu ersparen geeignet erscheint. Die nähere Untersuchung dieser Verhältnisse und die Aufstellung von Größen, Formeln in dieser Richtung, dürfte daher gewiß eine dankbare Aufgabe sein. Es versteht sich dabei von selbst, daß hierbei zur Ausführung genauer Versuche die Construction anderer Muffeln und Oefen, als der gewöhnlichen, mit jederzeit genau zu messender Windmenge und Temperaturhöhe nöthig sein wird.

I. Einfluß der Korngröße. — Die Feinheit des Mehles, das vollständige, mechanische Aufschließen eines Productes oder Erzes wird unter den meisten Umständen bis zu einem gewissen Grade als nöthig betrachtet, um den folgenden Processen keine Schwierigkeiten bei Einwirkung der Temperatur zu bieten. Bei Behandlung von Schwefelmetallen scheint dieses nicht so weit getrieben werden zu müssen. Jedenfalls ist dabei so viel gewiß, daß mit der Feinheit der Zertheilung auch die Größe des mechanischen Silberverlustes zunimmt, —

daß somit aus diesem Grunde, so wie dem freilich untergeordneten der Zerkleinerungskosten, es wichtig ist, die Zerkleinerung über eine gewisse Größe nicht zu treiben.

M. versuchte, sich bei den zur Extraction bestimmten Rohlechen durch folgende Versuche im Kleinen genaue Facta zu verschaffen.

Eine mäßige Menge von Rohlech — (von der Kremnitzer k. k. Silberhütte) — wurde gestampft und durch ein mittelgrobes Sieb mit 28 Maschen auf 1 Zoll gesiebt, das feine Mehl wurde nun durch ein sehr feines Probesieb getrennt, während das zurückbleibende ziemlich gleichmäßig grobe Korn die Mehlgrößen bis herab zu 28 Maschen enthielt. Es ergab sich bei der Untersuchung auf den Silbergehalt dieser verschiedenen Korngrößen derselben Lechgattung, daß das feine nicht unbedeutend ärmer war, als das grobe, was sich wieder dadurch erklärt, daß letzteres mehr von den zäheren und reicheren Antimonmetallen enthielt, als das erstere, wo sich mehr spröderes Schwefeleisen befand. Diese Differenz in dem Gehalte der verschiedenen Korngrößen bestätigte sich auch gleichmäßig bei anderen Versuchen. Von jeder dieser Korngrößen von demselben Producte wurde nun ein gleiches Gewicht bei derselben Temperatur in derselben Muffel auf einer eigenen Röstplatte gleichzeitig behandelt. Beim ersten Versuche wurde eine niedere Temperatur angewendet. Das Erglühen des Mehles erfolgte bei dem feinen früher als beim groben, wobei ersteres bald eine bedeutende Menge von schwefeliger Säure, Antimonoxyd und arsenige Säure entwickelte, während letzteres beiläufig nicht die halbe Menge davon bildete. Die groben Körner waren bald mit einer bedeutenden Menge von weißem Antimonoxyd beschlagen, welches sich später verflüchtigte. Dieselben erhielten sich in voller Größe unzerfallen bis zum Ende der Röstung, und wurden später rothbraun von Eisenoxyd. Nach der Beendigung des Röstprocesses — welches beim Feinen um 1 Stunde früher als beim Groben der Fall war — zeigten die ganz erhaltenen unzerfallenen groben Körner beim Aufschlagen innen metallisch-glänzendes Lech, ganz unangegriffen, nur äußerlich bedeckt von einer dünnen Rinde Eisenoxyd.

Von den beiden gerösteten Partien wurde ohne Zerreibung das gebildete schwefelsaure Silberoxyd mit Wasser ausgelaugt, wobei die Lauge des Feinen, außer ziemlich vielem schwefelsauren Silberoxyd, natürlich auch schwefelsaures Kupferoxyd, jene vom Groben außer sehr wenig schwefelsaurem Silberoxyd und Kupferoxyd meist nur schwefelsaures Eisenoxydul enthielt.

Die Gewichtsabnahme war beim Feinen dreimal so groß, wie beim Groben. Die Rückstände enthielten beim letzteren fast noch den ganzen Silberinhalt, während von ersterem nur noch ein bedeutend geringerer Theil davon nachzuweisen war.

Ein zweiter Versuch mit denselben zweierlei Korngrößen desselben Leches wurde mit gleicher Menge ganz auf dieselbe Weise gleichzeitig mit zwei Partien abgeführt, mit dem einen Unterschiede, daß dabei die Temperatur etwas höher gehalten wurde. Bei fast gleicher Dauer der Röstung — im Vergleich mit dem früheren Versuche — war auch diesmal die des Groben genau um 1 Stunde länger. Die übrigen Erscheinungen waren denen des frühern Versuches fast ganz gleich. Nur war diesmal ein wesentlicher Unterschied darin zu bemerken, daß die Lauge nach der Lösung des schwefelsauren Silberoxydes von beiden nahezu gleiche Bestandtheile und eine ziemlich gleich starke Silberreaction gab. Die wirklich dargestellte Silbermenge war beim Groben etwas größer als beim Feinen, bei fast ganz gleichem Silberhalte der Rückstände. Bemerkenswerth war hierbei, daß bei den auch hier unzerfallen gebliebenen groben Körnern nach dem Zerschlagen das Innere nicht mehr metallisch glänzend, sondern mattgrau war mit äußerst wenig weißen glänzenden Punkten. Es ergiebt sich daraus folgende wichtige Erfahrung:

1. Bei der Röstung der Schwefelmetalle zur Bildung von schwefelsauren Salzen — besonders des Silbers — erstreckt sich die Wirkung des oxydirenden Processes bei einer gewissen Korngröße und Temperatur auch bei ziemlich grobem Korne noch in das Innere des behandelten Leches, in gleichem Grade wie bei ganz feinem Mehle, was durch die, bei der Verflüchtigung entstehende Porosität großentheils erklärlich wird.

2. Es wird somit möglich sein, nicht nur die Zerkleinerungskosten zu vermindern, sondern auch den mechanischen Silberverlust ganz zu beseitigen.

3. Da ferner ungleiche Korngrößen zur Durchführung desselben Processes bei gleicher Temperatur eine verschiedene Dauer benöthigen, mithin in derselben Zeit ungleiche Processe durchmachen, so ist es zweckmäßig, zugleich nur Leche mit genau derselben Korngröße dem Oxydationsprocesse zu unterziehen.

II. Einfluß der Mehlhöhe. — Die Höhe der einem Röstprocesse zu unterziehenden Mehllage ist in mehrfacher Beziehung von Wichtigkeit, nicht nur wegen der von einer bestimmten gleichen Wärmemenge abhängenden Temperaturhöhe und der Möglichkeit, die ein=

zelnen Theilchen mehr oder weniger mit dem Sauerstoffe der Luft in Berührung zu bringen, also: wegen der so bedingten Dauer und Vollkommenheit der Röstung und der Brennmaterialmenge, sondern auch wegen der Verflüchtigung der entwickelten Dämpfe und der Einwirkung derselben auf die vorhandenen Metalloxyde. Es ist dieses z. B. bei einer oxydirenden, so wie bei einer chlorirenden Röstung selbstverständlich. Wenn aber die Durchführung eines Processes zugleich von dem Grade der Oxydation, und der Freimachung und Einwirkung der so gebildeten dampfförmigen Säuren abhängt, wie dieses bei der Oxydation der Schwefelmetalle zur Bildung von schwefelsauren Salzen, und der theilweisen Zerlegung derselben, und der Freimachung der Schwefelsäure behufs der Bindung noch nicht gesäuerter Metalloxyde eintritt, so leuchtet die Wichtigkeit dieser Größe noch deutlicher ein. Mehrere in dieser Richtung ausgeführte Versuche im Kleinen haben nicht uninteressante Resultate gegeben.

Von derselben sehr fein zerkleinerten Lechgattung wurden bei stets gleicher Fläche und bei gleicher Brennmaterialmenge, d. h. bei genau derselben Temperatur des Ofens und der Muffel, drei ungleich große Mengen so eingetragen und behandelt, daß die Höhe der Mehllage des zweiten Versuches das Doppelte vom ersten, die des dritten das Dreifache des ersten Versuches betrug, wobei in demselben Verhältnisse die Gewichtsmengen zunahmen.

Diese im Verhältnisse der steigenden Mehllage verminderte Temperatur derselben wurde zunächst durch den bei jedem folgenden Versuch verminderten Grad des Erglühens der Schwefelmetalle ersichtlich, wobei jedoch die Dauer der Röstung keineswegs im gleichen Verhältnisse mit der vergrößerten Mehllage, sondern nur ganz wenig zunahm. Natürlich gingen dabei von einander verschiedene Processe vor sich. Dieses wurde schon ersichtlich aus der intensiven Entwickelung von schwefliger Säure, Antimonoxyd und arseniger Säure beim ersten Versuche, welche Entwickelung an Menge und Intensität im Verhältnisse bei Zunahme der Mehlhöhe sehr deutlich abnahm, so daß sie bei der letzten, größten Menge schon bedeutend schwach wurde.

Trotz dieser verschiedenen Verhältnisse war der Silberrückhalt der Rückstände nach der Auslaugung des schwefelsauren Silberoxydes nahezu gleich, allein die procentuelle Größe des wirklich dargestellten Silberkornes stieg merklich mit jedem Versuche.

Man kann daraus schließen: daß zur möglichst vollkommenen Bildung des schwefelsauren Silberoxydes aus Schwefelmetallen, bei gleicher Wärmemenge und bestimmter Fläche der Mehle, auch eine

bestimmte Mehlhöhe nöthig ist, um mit dem geringsten Abgange das größte Silberausbringen zu erreichen.

Bezüglich des sonstigen Verhaltens dieser Leche fügt Markus noch hinzu, daß auch sie die Verschiedenheit des Silbergehaltes an der oberen und unteren Fläche derselben Scheibe manchmal merklich zeigen. Von derselben Scheibe genommene Proben ergaben folgende Gehalte:

oben	5 Lth.	1 Qu.	— Dr.;	5 Lth.	2 Qu.	— Dr.
unten	3 „	3 „	— „	4 „	1 „	— „

Ueber die Vertheilung des Silbers im Leche und die Bestimmung desselben hat derselbe rühmlichst bekannte Metallurg, Franz Markus, in der Oesterreich. Zeitschr., 1855, No. 50, und 1856, Nr. 14, eine sehr gründliche Arbeit mitgetheilt. — Aus der Vertheilung des Silbers im Leche lassen sich nachstehende Gesetze folgern:

1) Im geschmolzenen Leche bleibt während des Zeitraums bis zu dessen Erstarren im Stichtiegel die Vertheilung der Metallverbindungen nicht dieselbe. Es findet eine Ausscheidung derselben nach dem specifischen Gewichte statt, welche im Verhältniß der Temperatur desselben, d. h. der Zeitdauer bis zum Erstarrungsmomente — und der Menge der außer den Schwefelmetallen noch darin enthaltenen Verbindungen von einem andern specifischen Gewicht — vorgeht.

2) Da die Schwefelmetalle specifisch leichter sind als die Arsenmetalle, — da ferner das Silber eine größere Verwandtschaft zum Schwefel als zum Arsen hat, so wird die Concentration des Silbers nach oben erfolgen.

3) Da ferner die Verwandtschaft von Kobalt und Nickel zum Arsen größer ist, als zum Schwefel, so wird die Anreichung des Arsenkobalts und Nickels nach unten stattfinden.

Aus den bei der Silberbestimmung erlangten Resultaten folgt, daß die bisher angewandte Art der Silberbestimmung, nämlich die Entsilberung des ungerösteten Lechs in der Eintränkschale, unter allen gewöhnlichen Umständen den höchsten Silbergehalt nachweist.

Ein Beitrag zur Kenntniß des Verkleinerungsprocesses der Neusohler k. k. Silberhütte, mit Rücksicht auf die neuesten Fortschritte, ist mitgetheilt in der Oesterr. Zeitschr. 1859, Nr. 3.

Verbesserter Treibherd. — Die Oesterr. Zeitschr. Nr. 7 von 1856 berichtet, daß in der untern der Stadtgrunder Hütten bei Schemnitz ein Treibherd nach Bergrath Blaschka's Einrichtung mit

Flugkammern erbaut worden sei. Derselbe unterscheidet sich nicht allein durch seine Flugkammern mit hoher Esse, sondern auch dadurch wesentlich von dem frühern, daß er statt mit einem so kostspieligen und stets Reparaturen bedürftigen schweren eisernen Hute, mit einem mobilen flachen Kuppelgewölbe aus porösen feuerfesten Ziegeln bedeckt ist. Ein solches wiegt nur 17 Ctr., ein eiserner Hut dagegen 35 bis 40 Ctr., kann mittelst Hebel und Getriebe von einem Menschen gehoben und vom Herde gerückt werden. Auch wird die Feuerbrücke dieses Herdes durch einen gußeisernen Kasten gebildet, in welchem kalte Gebläseluft circulirt, wodurch die Herdmasse an der Feuerbrücke gekühlt, das sonst starke Einschneiden der Glätte in dieselbe vermieden, und bei gleichen Verhältnissen das Ausbringen per Treiben vermehrt wird.

Ueber die Anreicherung des Silbers im armen Werkblei durch die Krystallisirungsmethode des englischen Ingenieurs Pattinson hat Dr. E. Beaujean zu Lüttich in der Revue universelle, Bd. II. S. 526, eine sehr gute Arbeit geliefert, aus welcher der Verfasser, nach seiner Uebersetzung in der berg- und hüttenm. Zeitung 1858, Nr. 30 ff., das Nachstehende entnimmt:

Es giebt wohl kaum einen Bleiglanz, der nicht silberhaltig wäre, und dieser Umstand ist es, der den größten Einfluß auf das Bleihüttenwesen ausübt, indem dasselbe diesem Gehalte an edlem Metall seinen ganzen Aufschwung verdankt. So ging man denn überall beim Bleibergbau von dem doppelten Gesichtspunkte aus, nicht allein das Blei, sondern auch das darin enthaltene Silber zu gewinnen.

Zu dem Ende wird aus dem Erze erst das Blei metallisch dargestellt, in welchem auch fast alles Silber vorhanden ist, worauf man aus dem Werkblei das Silber abscheidet und zwar gewöhnlich mittelst der sogenannten Treibarbeit.

Das Werkblei, eine Legirung von Blei und Silber, wird geschmolzen und dann der oxydirenden Einwirkung der Luft und einer hinlänglich hohen Temperatur ausgesetzt, um die Producte der Reaction flüssig zu erhalten. Das Blei verbindet sich mit dem Sauerstoff und fließt als Glätte ab; das Silber concentrirt sich unbestimmt in dem metallischen Theil, bis es darin allein bleibt.

Die Resultate der Treibarbeit sind demnach:

1. Mehr oder weniger reines Blei;
2. Glätte, welche man durch einen folgenden Proceß zu Blei reduciren kann.

Die Treibarbeit ist ein kostbarer Proceß; er fordert einen bedeutenden Brennmaterialaufwand, viel Arbeitslöhne und veranlaßt einen nicht unwesentlichen Silberverlust.

Dennoch findet sich das Silber, welches diese Kosten zu tragen hat, nur in geringer Menge im Werkblei und wird nie gänzlich abgeschieden.

Werkblei, welches 1 bis 3 Tausendtheile enthält, wird reich genannt und ist nicht häufig; gewöhnlich beträgt sein Silbergehalt nur einige Zehntausendstel und es geht derselbe selbst bis auf Hunderttausendstel herab.

Der geringe Silbergehalt des meisten Bleies setzte der allgemeinen Einführung der Treibarbeit Schranken, so daß sie nur bei gewissen Gehalten angewendet werden konnte. Pattinson's Erfindung hat die Angelegenheit auf einen andern Standpunkt gebracht.

Die Treibarbeit reichert das Werkblei nach und nach dadurch an, daß sie das Blei als Glätte wegnimmt. Die Pattisonirung ersetzte diese Anreicherung zum Theil bei armem Werkblei und zwar durch ein Verfahren, wobei das Blei im metallischen Zustande abgeschieden und dann der Treibarbeit übergeben wird.

Pattinson's Proceß ist eine Affinirung mittelst Krystallisation, wobei außerdem Werkblei auch entsilbertes reines Blei fällt, welches im Handel wesentlichen Werth hat. Da durch diesen Proceß die Silbergewinnung wohlfeiler wird, so hat er sich immer mehr verbreitet.

1836 sahen ihn zuerst französische Bergingenieure, z. B. Leplay auf mehreren englischen Hütten im Betriebe, beschrieben ihn und er wurde dann neuerlich in Deutschland und Belgien auch eingeführt, zuerst zu Bleiberg unweit Aachen, dann zu Membach und zuletzt in Corphalie bei Huy. Die nachstehende genaue Beschreibung wird daher für unsere Leser von Wichtigkeit und Interesse sein.

Die Pattinsonirung ist auf die Eigenschaft des geschmolzenen Bleies begründet, beim Erstarren zu krystallisiren.

Diese Eigenschaft ist dem Blei nicht allein eigenthümlich, sondern Wismuth, Antimon, Zinn krystallisiren auch auf diese Weise und alle Metalle haben mehr oder weniger Tendenz dazu. Nun ist aber das Werkblei eine Legirung von Blei und Silber und es ist die Krystallisirung von einer theilweisen Scheidung beider begleitet.

Schmilzt man daher eine bedeutende Menge, z. B. 40 Ctr. Werkblei in einem großen, halbkugelförmigen Kessel, läßt alsdann das Feuer unter demselben ausgehen und rührt das Metall fortwährend

um, so kühlt es sich nach und nach und sehr gleichförmig ab, so daß es bald den Wärmegrad erreicht, in welchem die Reaction bewirkt wird. — Es erscheinen in der flüssigen Masse kleine Krystalle, deren Zahl stets zunimmt und die endlich die ganze Masse umfassen.

Diese Bleikrystalle werden mit einem eisernen Löffel, der Löcher am Boden hat, herausgenommen, so daß das flüssige Blei wieder abläuft. Untersucht man die Krystalle im Laboratorium, so findet man, daß sie weit ärmer an Silber sind, als das eingeschmolzene Werkblei. Es hat daher hier, wie bei der Treibarbeit, eine Abscheidung des Silbers stattgefunden und dieses Silber concentrirt sich in dem flüssig gebliebenen Blei.

Sei der Silbergehalt des Bleies, welcher er wolle, betrage er mehrere Tausendstel einer Gramme, oder 10 Gramme, so läßt sich diese Scheidung bewirken. Man darf aber daraus nicht folgern, daß es zur Concentration des Silbers hinreichend sei, die armen Krystalle aus dem flüssigen Metall herauszunehmen, und daß die Anreicherung im Verhältniß zu der Menge der herausgenommenen Krystalle stehe. Sollte dies der Fall sein, so müßte das Silber sich scharf von den Krystallen trennen und in der Flüssigkeit zurückbleiben. Dies geschieht jedoch nicht. Man bemerkt, daß die Krystalle nicht gleichen Silbergehalt bewahren; anfänglich sind sie sehr arm, allein in dem Maaße, als sich das geschmolzene Metall vermindert und anreichert, nimmt der Gehalt zu.

Rührt nun diese Zunahme des Silbergehaltes daher, daß die Legirung immer silberreicher wird und die Krystalle ebenfalls mehr und mehr Silber aufnehmen? Oder ist sie nur eine Folge davon, daß sie in einer Flüssigkeit hängen, die nach und nach silberreicher wird? Der Silbergehalt steigt stets sehr schnell; man kann selbst keine wesentliche Menge von Krystallen wegnehmen, ohne nicht auch viel Silber mit wegzuführen.

Wenn man von drei Tonnen oder 60 Ctrn. Werkblei zwei Tonnen Krystalle abhebt, so werden $^5/_{12}$ Silber in diese Krystalle übergegangen sein, während der Rückstand nur die $^7/_{12}$ enthält, und es hat daher der Gehalt dieses angereicherten Werkbleies noch nicht das Doppelte des ursprünglichen Werkbleies erreicht.

Will man eine stärkere Concentration bewirken, welche mehr im Verhältniß zu der steht, die man erlangen muß und die oft das Zehnfache übersteigt, so müßte man mit Ausschöpfen fortfahren, nachdem man $^5/_8$ Tonnen herausgenommen hat, und man würde einen dreifachen Gehalt auf Kosten von $^2/_3$ Silber erlangen.

Diese Zahlen sind sehr deutlich, sie zeigen die Unvollkommenheit der Silberscheidung, die geringen, von einer Krystallisirung zu erreichenden Wirkungen.

Man beschränkt sich aber bei der Pattinsonirung nicht auf eine einzige Krystallisirung, oder wie man sagt, auf ein Schöpfen.

Die Anzahl der Separationen gleicht hier deren geringe Schärfe aus und das einer vereinigten Reihe von Separationen unterworfene Werkblei gelangt stufenweise dahin sich zu verwandeln:

1. in einen kleinen, sehr reichen Theil, in Reichblei;
2. in einen bedeutenden, sehr armen Theil, in Armblei.

Wir wollen dies durch ein Beispiel deutlicher zu machen suchen.

Nehmen wir an, daß ein Blei mit 200 Gr. entsilbert werden solle und bezeichnen wir, der größern Einfachheit wegen, die Gehalte der verschiedenen Producte mit ganzen Zahlen.

27 Tonnen Werkblei mit 200 Grammen, welche daher 5400 Gr. Silber enthalten, geben bei einem Schäumen oder Schöpfen:

1. (R)	9	Tonnen Blei à 400 Gr. enthaltend:	
	9		3600 Gr. Silber,
2. (P)	18	Tonnen Blei à 100 Gr. enthaltend	1800 = =
	27		5400

Man krystallisirt jedes von den Producten R und P für sich.

Das erste (R) giebt:

R	3	Tonnen Blei	à 800 Gr.	enthaltend	2400 Gr. Silber,
	6	= =	à 200 =	=	1200 = =
	9				3600

Das zweite (P) giebt:

P	6	Tonnen Blei	à 200 Gr.	enthaltend	1200 Gr. Silber,
	12	= =	à 50 =	=	600 = =
	18				1800

Nach diesem zweiten Proceß sind die 27 Tonnen Werkblei, wie folgt, vertheilt:

1. (R)	3	Tonnen	à 800 Gr.,	enthaltend	2400 Gr. Silber,
2.	12	=	à 200 =	=	2400 = =
3. (P)	12	=	à 50 =	=	600 = =
	27				5400

Wenn die Anreicherung auf 800 Gr. und die Entsilberung auf 50 hinreichend sein könnten, so fände sich, daß man aus den 27 Tonnen Werkblei 3 Tonnen Reichblei, 12 Tonnen Armblei und 12 andere Tonnen Blei à 200 Gr. gewonnen hat, welche zur Krystallisirung zurückgehen. Allein, da diese Grenzen unzuläſſig sind, so fährt man mit Schäumen, sowohl des Theiles R′ als des Theiles P fort.

Der Theil R′ giebt:

R′	1 Tonne Blei à 1600 Gr., enthaltend	1600 Gr. Silber,	
	2 Tonnen „ à 400 „ „	800 „ „	
	3	2400	

Der Theil P giebt:

P	4 Tonnen Blei à 100 Gr., enthaltend	400 Gr. Silber,
	8 „ „ à 25 „ „	200 „ „
	12	600

Indem man nun auf dieselbe Weise fortfährt, schäumt man den Theil R″ und den Theil P.

R″ giebt:

1/3	Tonne Blei à 3200 Gr., enthaltend	1070 Gr. Silber,
2/3	„ „ à 800 „ „	530 „ „
1		1600

P giebt:

2 2/3	Tonnen Blei à 50 Gr., enthaltend	133 Gr. Silber,
5 1/3	„ „ à 12 „ „	67 „ „
8		200

Wir wollen uns an diesem Punkte aufhalten und die Resultate untersuchen:

Reichblei	1/3	Tonne Blei	à 3200	Gr., enth.	1070 Gr. Silber
Zur weitern Krystallisirung kommend	2/3	„ „	à 800	„ „	530 „ „
	2	„ „	à 400	„ „	800 „ „
	12	„ „	à 200	„ „	2400 „ „
	4	„ „	à 100	„ „	400 „ „
	2 2/3	„ „	à 50	„ „	133 „ „
Armblei	5 1/3	„ „	à 12	„ „	67 „ „
	27				5400

Wird nun das reichste Blei stets einerseits und das ärmste andererseits krystallisirt, so endigt man damit, aus den 27 Tonnen Werkblei $^1/_3$ Tonne Reichblei, $5\,^1/_3$ Tonnen Armblei und außerdem $21\,^1/_3$ Tonnen Blei mit 50 bis 800 Grammen Silber zu gewinnen. Dieses letztere Blei gelangt zu einer zweiten Krystallisirung und zwar mit anderem Blei von gleichem Gehalt und es erfolgen bei dieser neuen Operation Reichblei, Armblei und weiter zu entsilberndes Blei. In der Reihenfolge der Krystallisirungen verliert die Menge des letztern im Verhältniß zu der des zu entsilbernden Werkbleies und zu der des Reich- und des Armbleies, welches man erlangt hat. Es wird daher in der Praxis die vollständige Theilung ausgeführt. Ungeachtet einer unvollständigen Entsilberung wird doch das Werkblei sehr scharf in Reich- und in Armblei getheilt, und es war dies der Zweck der Aufgabe.

Man kann daher den Gehalt des Reichbleies nach Belieben verändern und der Theorie nach hindert nichts, die Anreicherung so weit zu treiben, als man will und das Armblei so zu entsilbern, daß nur eine geringe Menge von dem edlen Metall darin bleibt.

Das hier auseinanderzusetzende Verfahren kann sehr verschiedenartig angewendet werden.

In dem obigen Beispiel ist stets dahin gearbeitet, das Ausschöpfen so zu bewirken, daß $^2/_3$ des Bleies in den krystallinischen Zustand gelangen. Man wird jedoch einsehen, daß dieses Verhältniß nicht nothwendig ist; man kann ein stärkeres oder ein geringeres annehmen und dies Verhältniß selbst im Verlaufe der Operation wechseln. Es giebt daher eine Menge von Arten dieser Entsilberungsmethode; wir wollen die durch Achtel und durch Drittel speciell kennen lernen, vorher aber das Material einer Pattinson'schen Entsilberungsanstalt beschreiben.

Material einer Krystallisirungshütte. — Es ist dieses Material sehr einfach und zwar Folgendes, wobei wir uns auf die Fig. 16 bis 23, Taf. VI, beziehen:

1. Eine verschiedene Anzahl von Kesselöfen. Jeder besteht aus dem Feuerherde, worüber ein halbkugelförmiger Kessel angebracht ist. Diese Oefen liegen neben einander und bilden ein länglich viereckiges Gemäuer, an dessen einer Seite alle Feuerthüren angebracht sind.

2. Die Werkzeuge oder Gezähe bestehen aus Löffeln, Spateln und Eingüssen, wozu noch ein Hammer mit einem scharfen Nacken, sowie Stempel zum Numeriren des Bleies und kleine Blättchen zum Wegnehmen des Schaums beim Guß der Blöcke kommen.

Kesselofen. — Die Kesselöfen sind in einem Gemäuer vereinigt, dessen Dimensionen für drei Oefen folgende sind: Länge 5,75 Meter, Breite 2 Meter, Höhe von der Sohle des Aschenfalls 2,13 Meter.

Das Gemäuer ABC (Fig. 16) liegt zum Theil unter der Sohle der Hütte, so daß es nur 0,55 Meter darüber hervorragt. Auf diese Weise liegen die Kesselränder in solcher Höhe über der Hüttensohle, daß die Arbeit dadurch erleichtert wird.

Zur Bedienung des Rostes ist der ganzen Länge des Gemäuers nach, auf der Seite der Feuerthüren, ein offener Raum FF angebracht, der 1,58 Meter unter der Hüttensohle liegt. Man gelangt mittelst einiger Treppenstufen D von der Hütte dahin. Zwei Oeffnungen in den Umfangsmauern der Hütte, auf der Seite der Vertiefung F, gestatten das Einbringen der Kohlen von außerhalb und das Herausbringen der Asche x in den Hof.

Jeder Ofen hat einen länglichen Aschenfall N (Fig. 17 bis 19), von 1,40 Meter Tiefe, 0,45 Meter Breite und 0,84 Meter Höhe. Zwei gußeiserne, in dem Mauerwerk eingelassene Stäbe tragen die Roststäbe G.

Der Herd F ist 1 Meter lang und ebenso breit wie der Aschenkasten. Die Thüröffnung liegt tief genug und hat eine Weite von 0,18 auf 0,25 Meter. 0,30 Meter über den Rostträgern erweitert sich der Ofenraum M rings um den Kessel und zwar bis zu einer Höhe von 0,32 Meter, wo er von einer runden Mauer W von 0,18 Meter Höhe begrenzt wird.

Auf dieser Mauer liegt ein gußeiserner Kranz AA von 0,03 Meter Dicke und 0,15 Meter Breite, auf dem der Kessel mittelst eines kranzförmigen Vorsprunges KK hängt. Der Kranz hat eine Oeffnung oder einen Ausschnitt D, der mit dem Feuerkanal in Verbindung steht.

Der Kessel besteht aus Gußeisen und wiegt etwa 1520 Kilogr., mit dem Kranze V aber 1630 Kilogr. Er hat 1,52 Meter im Durchmesser und ist 0,85 Meter tief; oben ist er 0,03 und am Boden 0,09 Meter dick. Er ist mit einem Rande oder Kranze TT versehen, mittelst dessen er auf dem Mauerwerke CC aufsitzt. Diese Mauer umgiebt den Kessel, läßt aber einen Raum oder Kanal BB zwischen diesem und sich selbst, in welchem die Verbrennungsproducte mittelst des Kanals D gelangen. Ein zweiter, dem ersten D entgegengesetzt liegender Kanal E führt die Gase und den Rauch in die Esse ab.

Der Ofen ist mit gewöhnlichen rothen Ziegelsteinen aufgeführt,

hat aber da, wo er dem Feuer ausgesetzt ist, ein Futter von feuerfesten Steinen zweiter Sorte. Die Schöpfkelle (Ecumoire, Schaumlöffel) — Fig. 20 — besteht aus drei Theilen: der Kelle, dem eisernen und dem hölzernen Stiele.

Die Kelle besteht aus 15 Millimeter starkem Blech, hat einen Durchmesser von 0,45 bis 0,50 Meter und eine Tiefe von 0,02 Meter. Sie hat 12 Millimeter weite Löcher, die 0,02 Meter von einander entfernt sind und acht oder neun concentrische Kreise bilden.

Diese Weite der Löcher scheint die zweckmäßigste zu sein; kleiner würden sie viele Veranlassung zu Verstopfungen geben, auch hängen die Krystalle so fest zusammen, daß sie nicht durchfallen können.

Zu Eschweiler, unweit Aachen, gebraucht man außer dieser Schöpfkelle noch eine andere mit kleineren Löchern, welche aber nur zu Ende des Ausschöpfens eines schon bedeutend angereicherten Bleies benutzt wird, um die letzten kleineren Krystalle herauszuholen.

Der Stiel der Kelle besteht aus Rundeisen von 45 Millimeter; er endigt einerseits in einen Fuß, der an die Kelle angenietet ist und andrerseits in eine conische Hülse, welche den hölzernen Stiel aufnimmt. Derselbe ist rund und an der dicksten Stelle 0,095 Mtr. stark, verdünnt sich aber, um ihn besser fassen zu können; das andere Ende ist in der Hülse festgenietet. Die gesammte Länge des Schöpflöffels beträgt 3,20 Meter. Er muß sehr fest sein, besonders wenn man durch Stöße, welche man dem Werkzeuge ertheilt, das Blei von den Krystallen abtröpfeln läßt.

Der Spatel (Fig. 22 dient zum Umrühren der Bleimasse. Es ist ein rundes Eisen von 30 Millimeter Stärke und 1,75 Länge, welches einerseits in einen Knopf ausläuft, um es besser handhaben zu können.

Kelle (Fig. 21). In einer Krystallisirungshütte sind sehr viel Eingüsse erforderlich, indem man häufig und bedeutende Mengen von Blei ausgießt.

Zu Stolberg und zu Eschweiler sind parallel mit den Kesselreihen und in großer Entfernung davon, hölzerne Gerüste angebracht, welche die darauf befestigten Eingüsse tragen.

Es können die Eingüsse aber auch, wie zu Bleiberg unweit Aachen, mit Rollen versehen und beweglich sein, wie Fig. 23 zeigt. Dann ist die Sohle der Hütte mit gußeisernen Platten, die in einer genauen Ebene liegen, bedeckt.

Krystallisirungs-Methoden durch Drittel und Achtel. — Wir haben nachgewiesen, worin eine Krystallisirungshütte

besteht; eine gewisse Anzahl zu einer Batterie vereinigter Kessel und einige einfache Werkzeuge bilden das ganze Material.

Jetzt können wir uns nun mit den verschiedenen Betriebssystemen beschäftigen, deren Principien wir weiter oben auseinander gesetzt haben.

Krystallisirung durch Drittel. — Das Verfahren durch Drittel, so gut wie das durch Achtel, verdankt seine Benennung der Menge der in einem Schäumen abgehobenen Krystalle.

Diese Menge ist gleich zwei Dritteln Blei beim erstern und sieben Achteln beim zweiten; diese Verhältnisse werden beim ganzen Proceß beibehalten.

Die Hütte zu Stolberg bei Aachen, wo die Methode durch Drittel angewendet wird, krystallisirt ein Blei mit etwa 200 Grammen. Sie besitzt mehrere Batterien, bei denen die Anzahl der Kessel in directem Verhältniß mit dem Grade der Anreicherung, den man in jeder erhält, steht. Wir wollen eine Batterie mit 12 Kesseln näher betrachten.

Jeder Kessel ist von 1 bis 12 numerirt und zwar von dem einen bis zum andern Ende der Batterie.

Das in den Kessel 6 eingebrachte Werkblei gelangt nach und nach in die Kessel 1 bis 12 und geht als Reich- und Armblei aus denselben hervor.

Bei einer Methode des Abschäumens, die das Werkblei in 2 krystallinische und in 1 angereicherten Theil theilt, vermindert sich der Gehalt in der ersteren in dem Verhältniß von 1 zu $^5/_8$ und nimmt im zweiten im Verhältniß von 1 zu $1^3/_4$ zu, wobei der Gehalt des Werkbleies als Vergleichungspunkt angenommen wird.

Es wird demnach Blei mit 200 Grammen aus dem Kessel No. 6 geben:

A { 1. Krystallinisches Blei mit einem Gehalt von 125 Gr.
B { 2. Angereichertes Blei = = = = 350 =

Das erstere gelangt in den Kessel No. 7, das zweite in den No. 5.

Sie geben durch ihr Schäumen:

Der erstere:

A { krystallinisches Blei mit einem Gehalt von 78 Gr.
angereichertes = = = = = 218 =

Der zweite:

B { krystallinisches Blei mit einem Gehalt von 218 Gr.
angereichertes = = = = = 612 =

Das Blei von 612 Grammen wird in den Kessel No. 4 übergetragen, das Blei von 78 Gr. in den Kessel No. 8 und die beiden Bleie von 218 Gr., welche von Neuem mit Blei von fast gleichem Gehalt behandelt werden müssen, gelangen in den Kessel No. 6.

Wir setzen die Darstellung dieser Uebertragnngen nicht weiter fort. Wir müssen bemerken, daß das Schäumen der Kessel der Art ausgeführt wird, daß man die Krystalle in den nächsten Kessel rechts und das angereicherte Blei in den nächsten Kessel links wirft.

Daher:

Der Kessel 6 gießt seine Krystalle in No. 7 und sein Reichblei in No. 5.

Der Kessel 7 gießt seine Krystalle in No. 8 und sein Reichblei in No. 6.

Der Kessel 5 gießt seine Krystalle in No. 6 und sein Reichblei in No. 4.

Dies Verfahren wiederholt sich für alle Kessel, weil es seinen Grund in den Verhältnissen hat, nach denen die Gehalte zu- und abnehmen, Verhältnisse, die wir weiter oben kennen gelernt haben.

Man könnte die Verdoppelung des Werkbleies nicht verfolgen, ohne nicht die Verminderung des Gehalts der Kessel zu sehen.

Diese Betrachtung veranlaßt eine Verzögerung des Schäumens der Kessel 5 und 7 bis zu dem Moment, in welchem das Schäumen des Kessels 6 sie hinreichend gefüllt hat.

Eben so werden die Kessel 4 und 8 nicht eher krystallisirt, bis die Kessel 5 und 7 nach und nach ihre Füllung vollendet haben, und so fort für die folgenden Kessel.

Es folgt darauf eine bedeutende Zahl von Schäumungen für die Production des Reich- und des Armbleies. Dies ist besonders in Beziehung auf das erstere der Fall, weil nach diesem Ende zu ein geringeres Verhältniß von Blei übertragen wird.

Mit Blei von 200 Grammen sind mehr als 700 Schäumungen erforderlich, ehe man Reichblei erlangen kann.

Man entwirft in den Hütten Tabellen, welche eine Verfolgung aller Schäumungen, die ganze Reihe einer Krystallisation hindurch, gestatten.

Krystallisirung durch Achtel.

Bei der Krystallisirung durch Achtel hebt der Schäumer das krystallinische Blei so lange ab, bis der Inhalt des Kessels auf 1 Achtel seines ursprünglichen Volums reducirt ist.

Die hier weiter als bei der Drittel-Methode getriebene Concentration des flüssigen Bleies erlangt als Resultat einen reichern Theil und ärmere Krystalle.

Das Abschäumen durch Drittel eines Bleies von 200 Gr. giebt:

1/3 angereichertes Blei mit einem Gehalt von 350 Gr.
2/3 krystallinisches „ „ „ „ „ 125 „

Das Abschäumen durch Achtel eines Bleies giebt:

1/8 angereichertes Blei mit einem Gehalt von 600 Gr.
7/8 krystallinisches „ „ „ „ „ 143 „

Von 200 Gr. zu 600 Gr. und zu 143 Gr. sind die Verhältnisse ungefähr = 1:3:0,7.

Da dieselben Verhältnisse in einem mehr oder weniger vollkommenen Grade auch bei den anderen Schäumungen beibehalten worden sind, so folgt daraus, daß die verschiedenen bei einer Halbirung des reichen und des armen Theiles eines Werkbleies erhaltenen Bleisorten andere Gehalte haben, und sich anders untereinander sortiren werden, als bei der Methode durch Drittel.

Man kann sich von dieser Thatsache durch die folgende Tabelle überzeugen, auf welcher durch runde Zahlen die Gehalte der successiven Krystallisirungsproducte eines Werkbleies von 190 Gr. angedeutet werden.

Demnach giebt bei der Halbirung des reichen Theils:

das Blei von 540 Grammen:
krystallinisches Blei von 420 Grammen
angereichertes „ „ 1300 „

das Blei von 1300 Grammen giebt:
krystallinisches Blei von 1100 Grammen
Reichblei „ 1300 „

Bei der Halbirung des armen Theils giebt

das Blei von 140 Grammen:
angereichertes Blei von 420 Grammen
krystallinisches „ „ 100 „

Dieses letztere giebt:
angereichertes Blei von 300 Grammen
krystallinisches „ „ 70 „

Dieses letztere giebt:
angereichertes Blei von 790 Grammen
krystallinisches „ „ 50 „

Dieses letztere giebt:

angereichertes Blei von 140 Grammen
krystallinisches " " 35 "

Dieses letztere giebt:

angereichertes Blei von 100 Grammen
krystallinisches " " 25 "

Dieses letztere giebt:

angereichertes Blei von 70 Grammen
und Armblei " 15 "

Bei diesen Schäumungen erfolgen, außer Reichblei von 3000 Grammen und Armblei von 15 Grammen, Blei von 1100, 420, 300, 190, 140, 100, 70 Grammen, womit neue Krystallisirungen vorgenommen werden müssen.

Bei dem Verfahren mit Achteln verfolgt man, wie bei dem mit Dritteln, nicht unmittelbar die Halbirung des Werkbleies; um einen Kessel zu krystallisiren, wartet man, bis daß er eine vollständige Charge erhalten hat. Man begreift aber nach der vorhergehenden Auseinandersetzung, daß das Füllen der Kessel in beiden Systemen nicht auf gleiche Weise bewirkt werden kann.

Werfen wir einen Blick auf die Krystallisirung des armen Theils, so bemerken wir, daß bei der vierten Operation man Blei von 190 Gr. erhält, welches dem Werkblei äquivalent ist, dann Blei von 140, von 100 und von 70 Gr., welches gleich den Bleisorten in den folgenden Kesseln ist.

Diese Verhältnisse gestatten es, die Halbirung des armen Theils bis zur Erschöpfung fortzusetzen.

Wir wollen annehmen, daß man eine geringe Menge verschiedener armer Bleie vorbereitet habe, um zu vervollständigen

den Kessel No. 2 mit 140 Grammen
" " " 3 " 100 "
" " " 4 " 70 "
" " " 5 " 50 "

um darauf zu krystallisiren, ohne Weiteres hinzuzufügen

den Kessel No. 6 mit 35 Grammen und
" " " 7 " 25 "

so wird das Resultat des Processes sein:

1. Armblei,
2. drei Achtel Reichblei (von 540, 420, 300 Gr.),
3. vier Achtel mehr oder weniger vollständig (von 190, 140, 100 und 70 Gr.).

Mit diesen letzten Achteln kann eine zweite Krystallisation unternommen werden und wir müssen hier bemerken, daß die Einfachheit und Leichtigkeit des Betriebes gewisse Gehaltsunterschiede unberücksichtigt lassen müssen.

Diese zweite Operation wird die armen vier Achtel reproduciren, und die Menge der reichen Achtel (Blei von 500, 420 und 300 Gr.) und des Armbleies verstärken. Sie gewährt uns die Mittel zu einer dritten Operation; diese zu einer vierten und nach und nach bis in's Unendliche.

Durch diese wiederholten Krystallisirungen nimmt die Masse des Reichbleies (Blei von 500, 420 und 300 Gr.) nach und nach zu, bis es eine genügende Zahl erreicht; alsdann wird die Concentration mit diesen Bleien verfolgt. Und so wie mit dem Werkblei verfahren ist, geht die Krystallisirung eines jeden bis zum Armblei fort. Die zurückbehaltenen Achtel stellen nach und nach den normalen Inhalt der Kessel, bis auf die beiden letzten Nummern, wieder her.

Das Blei von 540 Gr. wird zur Vervollständigung seiner Kessel Achtel von 420, 300, 190 Gr. x. haben, es wird diese benutzten Achtel wiedergeben, und außerdem drei Achtel Reichblei von 1300, 1100 und 800 Gr., so wie auch Armblei.

Aus der Krystallisirung des Bleies von 420 Gr. erfolgt Armblei und reiche Achtel von 1100, 800 und 500 Gr., aus der Krystallisirung des Bleies von 300 Gr. drei Achtel reiches Blei von 800, 500 und 400 Gr. und Armblei.

Daraus erfolgen drei neue Producte, welche durch Krystallisirung der Bleie von 500, 400 und 300 Gr. die Menge steigern, wie diese letztern durch die Krystallisirung des Werkbleies gesteigert wurden.

Die Bleie von 1300, 1100 und 800 Gr. werden ihrerseits behandelt und man gewinnt daraus drei noch reichere Bleie von 3000, 2400 und 1800 Gr.

Mit diesen letzteren verhält es sich eben so wie mit dem zweiten und die Operation wird auf diese Weise fortgesetzt, bis daß man zu einem gewissen Grade der Anreicherung gelangt ist.

Das Gesagte ist hinreichend, um die Einrichtung bei dem Betriebe mit Achteln kennen zu lernen.

Nach dieser Entwickelung der Theorie des Pattinson'schen Verfahrens müssen wir es noch in den Details der Praxis verfolgen. Diese Untersuchung wird uns in den Stand setzen, in Beziehung auf die Concentration des Silbers, so wie in Beziehung auf die Selbstkosten, d. h. in Beziehung auf den industriellen Werth des Processes zu urtheilen.

Der Betrieb der Krystallisirung mit Achteln. — Die Krystallisirhütte haben wir bereits beschrieben; sie besteht im Wesentlichen aus einer gewissen Anzahl von Kesselöfen, die jedoch in verschiedenen Hütten verschieden ist.

So hat die Hütte zu Stollberg, in welcher der Betrieb mit Dritteln erfolgt, Batterien von 12 Kesseln, von denen jede von mehr oder weniger Arbeitern bedient ist, je nachdem die Arbeit auf der ganzen Linie der Batterie stattfindet oder nur auf einige Kessel beschränkt ist. Man macht dort täglich im Durchschnitt 20 bis 25 Schäumungen und erhält ungefähr zwei Kessel mit Armblei.

Die benachbarte Hütte zu Eschweiler krystallisirt ihr silberhaltiges Blei in einer Batterie von 15 Elementen nach dem Achtel-Betriebe.

Arbeiterpersonal einer Batterie von drei Kesseln. In der Hütte zu Bleiberg, welche dies letztere Verfahren anwendete, waren die Dinge auf den einfachsten Ausdruck reducirt. Die Hütte bildet ein Quadrat von 7,50 Meter Seite und es waren nur drei Kessel zur Ausführung aller Arbeiten vorhanden.

Diese drei Kessel oder Oefen waren mit 6 Arbeitern belegt, die in zwei Brigaden getheilt, jede eine 12stündige Schicht machte.

Jede Brigade, bestehend aus einem Meister, dem Gehülfen und dem Feuermanne oder Schürer, kann 4 Schäumungen oder Kessel in der Schicht machen und dabei noch die Nebenarbeiten, wie den Transport des Reichbleies zum Treibherde, das Füllen der Kessel, den Transport des Armbleies in das Magazin x besorgen.

Die Arbeit geht im Gedinge. Der Meister und sein Gehülfe erhielten für den fertigen Kessel 1,75 Francs, die in dem Verhältniß von 93 und 82 Centimen an Beide vertheilt wurden; später wurde der Lohn auf 1,57 Francs vermindert, so daß Meister und Gehülfe resp. 87 und 70 Centimen für den Kessel, d. h. für die vier in einer Schicht 3,58 und 2,80 Francs an Lohn erhielten. Der Schürer erhielt 1,25 Francs im Tagelohn.

Die Arbeit des Schäumens erfordert keine große Geschicklichkeit, sondern nur Sorgfalt und Aufmerksamkeit.

Die vielen Operationen des Pattinson'schen Verfahrens rühren daher, daß jede derselben die Concentration des Silbers nur unvollkommen bewirkt; sie können jedoch vermindert oder vermehrt werden, je nachdem eine vollkommene oder unvollkommene Arbeit von jeder Schäumung den ganzen Nutzeffect erhält oder nicht.

Man muß sich daher gegen zu schnelle Concentrationen hüten,

es verhindern, daß der Arbeiter die Anzahl der gemachten Kessel nicht zu vermehren sucht, sondern ihn vielmehr für eine vollkommene Krystallisirung interessiren.

Einige Hütten haben, in Erkennung der Nachtheile einer Gedingarbeit, ihre Arbeiter schichtweise bezahlt. Andere, wie Stolberg, haben diese Nachtheile dadurch zu verbessern gesucht, daß sie die Löhne für jeden Kessel von dem größern oder geringern Silbergehalt des von jeder Batterie abgelieferten Armbleies abhängig machten.

Jeder fünfzehnte Bleiblock wurde in's Laboratorium geschickt und probirt, indem die Proben zur Bestimmung der Löhne dienten.

Betrieb einer Krystallisirung mit Achteln, in einer Batterie von drei Kesseln. — Die ganze Krystallisirung besteht darin, daß der Arbeiter das Metall zum Schmelzen bringt, durch Abkühlung die Krystallbildung veranlaßt und diese Krystalle aus dem flüssigen Metalle entfernt. Diese so einfache Arbeit erfordert jedoch gewisse Vorsichtsmaßregeln, die wir kennen lernen werden.

Der Feuermann feuert zuvörderst die drei Kesselöfen und wenn die Kessel den gehörigen Wärmegrad erreicht haben, so werden dieselben im Innern mit Kalkwasser bestrichen, wodurch das Anhängen des Bleies vermieden wird.

Aus demselben Grunde bestreicht man die vorher gewärmten Schäumkellen und Löffel mit Talg.

Darauf werden in den ersten Kessel etwa 6400 Kilogr. Blei eingetragen, welche die normalmäßige Charge bilden. Ist dies geschehen, so wird das Feuer stark geschürt, die Schmelzung ergreift die Bleimasse nach und nach und es kommt dieselbe in vollständigen Fluß.

Es muß nun die Abkühlung so bewirkt werden, daß jeder Punkt der flüssigen Masse zu gleicher Zeit und langsam seine Wärme verliert, nothwendige Bedingung für eine überall gleichförmige und zweckmäßige entsilbernde Krystallisirurg.

Die Quantität des zu verarbeitenden Bleies begünstigt eine langsame Temperaturverminderung und ein Umrühren veranlaßt Gleichförmigkeit.

In einigen Hütten beeilt man die Abkühlung und beschleunigt den Proceß dadurch, daß man etwas Wasser auf die Oberfläche tröpfeln läßt. Dieselbe erstarrt zu einer Platte, die man niederdrückt, die in dem flüssigen Metall wieder schmilzt und Wärme daraus wegnimmt.

Dieses Verfahren soll das Nachtheilige haben, das Blei spröde

zu machen; es könnte aber auch insofern nachtheilig sein, wenn diese wenig oder gar nicht entsilberten Platten nicht wieder vollständig schmelzen und nur eine einfache Veränderung ihres Aggregatzustandes erleiden und in die Krystalle zu reiche Elemente einführen. Um die Abkühlung zu veranlassen, verschließt der Feuermann das Register des Ofens, öffnet die Feuerthür und bedeckt das Feuer mit Cinders, die durch den Rost fallen und sich im Aschenkasten sammeln, wodurch dasselbe sehr beschränkt gehalten wird.

Der Gehülfe nimmt alsdann das in Fig. 22 Taf. VI abgebildete Spatel und rührt damit das flüssige Metall um. Dieses Umrühren hat auch den Zweck, eine scharfe Trennung zwischen dem armen Krystallen und dem reichen flüssigen Metall zu veranlassen; indem die Krystallisirung unaufhörlich gestört wird, können auch keine blätterigen und silberreichen Krystalle entstehen und indem man die erstarrenden Substanzen fortwährend zertheilt, verhindern sie ihre Aggregation und geben ihrer Masse die nöthige Porosität, so daß sie aus dem Schaumlöffel abtröpfeln kann.

Der Gehülfe rührt auf diese Weise das flüssige Metall unaufhörlich um, er löst die Ringe ab, die sich am Rande des Kessels bilden, zerbricht sie und vermengt die Bruchstücke mit dem flüssigen Metall. Diese Arbeit wird bis zu Ende des Processes wiederholt und wird nur dadurch unterbrochen, daß der Gehülfe den Meister beim Herausziehen der Schaumkelle unterstützt, und daß er mit einem Schneidehammer die blätterigen Stücke, welche sich zuweilen zwischen den Krystallen finden, abschlägt.

Sobald sich die Krystallisirung zeigt, beginnt man die Schäumung. Die Anreicherung des flüssigen Metalles steigt bekanntlich mit der Zahl der Krystalle; je länger man wartet, je silberreicher wird das flüssige Metall.

Der Meister ergreift die Schaumkelle, senkt sie senkrecht in den Kessel gegen die Wand, schöpft, indem er sie durch den Boden zieht, voll von Krystallen, drückt dann auf den Stiel, um die Kelle zu heben und aus dem Kessel herauszuziehen. Dabei dient der zum Schutz auf den Kesselrand gelegte Bleiblock zum Stützpunkte der Kelle. Diese erhält nun eine Reihe von Stößen, um das krystallinische Blei abtröpfeln zu lassen. Darauf dreht man den Kellenstiel auf dem Bleiblock, so daß die Kelle über den benachbarten Kessel kommt und gießt die Krystalle in demselben aus.

In einigen Hütten bleiben die Stöße weg und man läßt das flüssige Metall von selbst ablaufen, indem die Schaumkelle eine Zeit

lang aufgehängt bleibt. Der Meister beginnt die beschriebene Arbeit immer wieder von Neuem und jedesmal wird ein Theil des Armbleies in den Kessel No. 2 ausgegossen. Nach Verlauf einer gewissen Zeit sind die sieben Achtel der ursprünglichen Charge weggenommen und das Schäumen hört auf. Der Kessel No. 2, welcher das krystallinische Blei aufnimmt, ist stark genug gefeuert, um eine rasche Schmelzung zu veranlassen. Der Meister taucht wiederholt die Schöpfkelle hinein, um das Verstopfen der Löcher zu vermeiden.

Nachdem das Ausschöpfen der Krystalle vollendet ist, stellt der Feuermann den Zug unter dem Kessel No. 1 wieder her, reinigt den Rost und verschließt die Feuerthür.

Das bleibende Blei erlangt bald wieder eine vollkommene Flüssigkeit; es wird in Formen ausgegossen und zur Vervollständigung des fehlenden Achtels verwendet oder in der Folge als Reichblei behandelt.

Andrerseits hat man in den Kessel No. 2 das Blei eingeführt, welches dessen Charge ausmachen soll, so daß nun Alles zu einem zweiten Schäumen vorgerichtet ist.

Bei diesem zweiten Schäumen gelangt das Blei aus dem Kessel No. 2 in den Kessel No. 3 und man fährt fort, es aus dem einen in den andern zu bringen, bis es in Armblei verwandelt ist.

Außer den Krystallisirungen und dem Eingießen des Armbleies und den Rückständen in Formen bestehen die Arbeiten der Belegschaft bei der Batterie in der Bezeichnung des completirenden Achtels bei dem folgenden Proceß und in dem Aufsetzen des erlangten Reichbleies in Haufen, mit Angabe des Gehalts.

Ehe die Reihe der Schäumungen vollendet ist, müssen die Arbeiter auch aus dem Magazin eine neue Charge von 6400 Kilogrammen (128 Zollcentner) Werkblei einschmelzen. Das Einschmelzen desselben erfolgt ohne Arbeit und die Operationen folgen nun ohne Unterbrechung auf einander.

Der Feuermann seinerseits leitet das Feuer, fährt die Steinkohlen zu den Oefen, reinigt den Rost und den Aschenfall und besorgt im Allgemeinen alle leichten Transporte.

So lange man sich mit der armen Krystallisirung beschäftigt, d. h. mit der des Werkbleies, bestehen die verschiedenen Arbeiten in denselben, wie wir sie schon erwähnt haben.

Es bleiben auch bei der reichen Krystallisirung dieselben und findet keine andere Veränderung statt, als die Substitution des Werkbleies durch reicheres Blei, und die größere Anzahl von Schäumungen bei jedem Proceß.

Man verarbeitet nach und nach alle Haufen von Reichblei, die in dem Magazin befindlich sind, indem man den nimmt, dessen Quantität eine hinreichende Zahl erreicht hat, dann zu einem andern übergeht und auf das Werkblei zurückkommt, aus welchem sie alle direct oder indirect dargestellt werden, wenn andere Sorten nicht vorhanden sind.

Production des Schaums. — Das diesen wiederholten Processen unterworfene Blei erleidet durch die atmosphärische Luft eine Oxydation. Auf den Kesseln schwimmt graugelber Schaum, in welchem man eine oxydirte erdige Substanz und Bleitheilchen bemerkt. Dieser Staub wird sehr sorgfältig von dem flüßgen Metall entfernt und durch einen besonderen Frischproceß wieder in Blei verwandelt, welches von Neuem zur Pattinsonirung kommt.

Der Silbergehalt des Schaums ist nach dem Kessel, aus welchem er geschöpft, verschieden; zuweilen ist er sehr bedeutend und scheinen diese Differenzen von metallischen Theilchen herzurühren, die in dem Schaum zurückgeblieben waren.

Um über diesen Punkt aufs Reine zu kommen, wurden Proben auf Silber sowohl mit der oxydirten, als auch mit der metallischen Substanz, welche den Schaum oder Staub bilden, vorgenommen.

Man erhielt die Separation der beiden Substanzen dadurch, daß man sie sehr fein zerrieb und sie durch ein sehr feines Seidensieb schlug; das nicht ganz reine Oxyd ging durch, es blieben aber noch sehr viele kleine Bleiblättchen zurück.

Die Cupellirung gab alsdann folgende Resultate:

1. Stück: Gehalt des Oxyds 430 Gr. — Gehalt der Blättchen 730 Gr.
2. " " " " 320 " — " " " 580 "

Nach diesen Proben ist man anzunehmen geneigt, daß die Oxyde ihren Gehalt von 430 und 320 Grammen den Bleitheilchen verdanken, die sie noch enthielten, und daß, wenn die Separation vollständig gewesen wäre, sich in dem Oxyde nur sehr wenig Silber befunden haben würde. Diese Zusammensetzung des Schaums erfordert eine besondere Art des Frischens. In einer gewissen Hütte wird der Schaum mit Holzkohlen klein vermengt, auf die Sohle eines Flammofens gebracht und dort reducirt, wobei einige Körnchen in den Kohlenrückständen zurückbleiben.

Dieser Proceß hat den Nachtheil, daß verschiedene Substanzen mit einander vermengt werden, nämlich das mechanisch in dem Schaum enthaltene und das chemisch damit verbundene Blei, d. h. zwei Producte von verschiedenem Reichthum und wahrscheinlich auch von verschiedener Beschaffenheit.

In der Hütte zu Stolberg ist dagegen eine Methode im Betriebe, die im bessern Verhältniß zu der Beschaffenheit des Materials steht. Es wird nämlich der Schaum in dem Glättfrischofen (Flammofen) auf das flüssige Blei geworfen, wobei Reichblei und silberarme Schlacken fallen, welche im Halbhohofen Blei geben, das nicht wieder zur Pattinsonirung kommt.

Es erfolgen aus dem Schaum im Ganzen und im Durchschnitt 90 Proc. Blei.

Die Schaumproduction in den Krystallisirungshütten ist eine sehr bedeutende. Zu Stolberg rechnet man auf 20 Kilogr. Schaum von 100 Kilogr. zu den Kesseln gelangendem Werkblei, d. h. in 24 Stunden auf 250 bis 300 Kilogr. Zu Bleiberg fallen durchschnittlich 18⅓ Proc. und täglich etwa 500 Kilogr.

Die Wichtigkeit dieser Zahlen veranlaßt uns zur Untersuchung der Folgen der Oxydation des Bleies in den Batterien.

Bei den Producten der Affinirung durch Krystallisation haben wir das entsilberte oder Armblei erwähnt, welches eine bessere Beschaffenheit als das Werkblei hat. Diese bessere Qualität eines Bleies, welches eine Reihe von Schäumungen erlitten hat, scheint weniger von der Abscheidung des Silbers, als von der der übrigen fremden Metalle, durch Oxydation, kurz, von der Schaumbildung herzurühren.

Man weiß wirklich, daß die für das Blei üblichen Reinigungsprocesse darin bestehen, dasselbe der oxydirenden Einwirkung der Luft unter günstigen Temperaturverhältnissen auszusetzen.

Die verschiedenen, mit ihm verbundenen Metalle, wie Eisen, Antimon, Kupfer, verbrennen gänzlich, ehe das Blei Sauerstoff absorbirt und die Affineure sehen das Erscheinen der blauen Farbe, welche charakteristisch für die Oxydation des Bleies ist, als ein Zeichen der Beendigung des Processes an.

Nun muß sich aber dieselbe Erscheinung, obgleich in einem geringeren Grade, in den Krystallisirungskesseln zeigen. Diese Annahme wird von einer Thatsache unterstützt, daß nämlich das beim Frischen oder Verschmelzen des Schaums fallende Blei im Allgemeinen etwas spröde und minder reich ist, als wenn in ihm die unreinen Materialien des Werkbleies concentrirt worden wären.

Wenn die Schaumbildungen das Armblei verbessern, so sind sie auf der andern Seite eine Ursache von Blei- und Silberverlust. Man kann keinen Verlust von einigen Procenten bei der Reduction einer so bedeutenden oxydirten Masse nachweisen, ohne nicht auch einen wesentlichen Bleiverlust zu erhalten.

Nimmt man zwischen dem Gehalt und dem Ausbringen einen Unterschied von 5 bis 10 Procent an, so würden 100 Kilogr. Blei durch die 20 Kilogr. Schaum, die sie hervorbringen, 1 bis 2 Kilogr. Blei, d. h. 1 bis 2 Procent verlieren.

Erzeugte sich der Schaum nur in den armen Kesseln, so würde die Concentration des Silbers durch einen Verlust von 1 bis 2 Procent Blei nicht viel beeinflußt werden; allein die reichen Kessel sind von der Oxydation nicht ausgeschlossen und der hohe Gehalt des Materials macht den Silberverlust wesentlich.

Kurz, die vorhergehenden Betrachtungen müssen den Affineur veranlassen, die Production von Schaum auf dem Reichblei zu vermeiden, daher Vorsichtsmaßregeln zu ergreifen, daß die aufbewahrten Haufen von diesem Blei sich nicht an der feuchten Luft schwärzen, und endlich dahin zu sehen, daß von dem Schaum die metallischen Theile möglichst separirt werden, da ihr Beigemengtbleiben Nachtheile hat.

Resultate, die mit dem Pattinson'schen Proceß erlangt worden sind. — Kosten, welche seine Anwendung veranlaßt. — Grenzen, zwischen denen der Proceß bewirkt wird. — Man sagt — und es ist dies auch in gewisser Weise ganz richtig — daß der uns hier beschäftigende Anreicherungsproceß hauptsächlich auf silberarmes Werkblei angewendet werden müsse.

Mit Blei von schwachem Silbergehalt erreicht das Schäumen seine größte Wirkung. In dem Maße, als man reicheres Silber anwendet, werden die Krystalle feiner, vereinigen sich zu weniger porösen Massen und lassen sich weniger leicht und scharf von der reichen Flüssigkeit, die sie umgiebt, trennen.

Diese Verminderung in der Concentration des Silbers hält die Anwendung des Pattinson'schen Verfahrens bei einer noch nicht bedeutenden Anreicherung auf. Gewöhnlich bereiten Krystallisirungshütten das Reichblei nur bis zu einem Gehalt von 4000—8000 Gr. vor.

Beschränkt von dieser Seite kann die Krystallisirung andrerseits nur Blei von einem gewissen Silbergehalt mit Vortheil verarbeiten.

In England wird daher bei den Erzverkäufen von dem Käufer der Silbergehalt des Bleiglanzes, der 83 Proc. Blei enthält, nur dann bezahlt, wenn er mehr als 5 Unzen beträgt, d. h. 139½ Grammen in 1000 Kilogr.

Bei diesem Gehalt werden die Kosten gedeckt, allein ein Gewinn wird noch nicht erlangt. Bei der deutschen Treibarbeit bilden Werkblei von 190 bis 200 Grammen Gehalt die Grenze, bis wohin sie ausführbar ist.

Das Pattinson'sche Verfahren läßt sich zwischen beiden erwähnten Punkten ausführen; es ist auf die niedern Perioden der Concentration beschränkt und dadurch ist die Bezeichnung des Processes als für arme Bleie zweckmäßig gerechtfertigt.

Producte der Anreicherung durch Krystallisirung. — Die Krystallisirungshütten erhalten Werkblei als Material und liefern Reichblei zur Treibarbeit und Armblei zum Verkauf.

Das Verhältniß eines jeden von diesen Producten ist nach dem Silbergehalt des der Krystallisirung unterworfenen Bleies verschieden. In der einen Hütte erhält man 3 bis 4 Proc. Reichblei und in der andern, die ein silberhaltiges Blei verarbeitet, erlangt man 7 oder 8 Proc. und daher einen höhern Werth. Der ziemlich hohe Preis des Reichbleies wird nach seinem Silbergehalt bestimmt. Das Armblei fällt dagegen in weit größerer Menge bei der Pattinsonirung der ärmern Werkbleisorten und bildet eine verhältnißmäßig bedeutende Masse gegen das Reichblei. Sein Werth ist dagegen weit geringer, als der letztere mit seinem Silbergehalt.

Wir haben schon zu bemerken Gelegenheit gehabt, daß die Beschaffenheit des Armbleies auch von der des Werkbleies abhänge. So ist das aus dem reichen Werkblei der Flammofenprocesse dargestellte Armblei besser, als das aus dem Blei der Schachtofen-Betriebe ohne vorherige Reinigung krystallisirte, und selbst besser als das aus einem Gemenge von beiden Werkbleisorten gewonnene. Diese Betrachtung ist vielleicht den Motiven der Affineure nicht fremd, welche den Krystallisirungsproceß nicht eher vornehmen, bis sie das Blei in besonderen Oefen weich gemacht haben.

Die Bearbeitung des Werkbleies wird nicht ohne einigen Verlust bewirkt, so daß die Menge von dem einen der beiden Producte einer Batterie nicht die Ergänzung der Menge des andern Products ist. Eine Quelle des Verlustes ist die schon erwähnte Oxydation, welche einen Theil des Bleies in Schaum verwandelt und ein Anfrischen erfordert. Außerdem entsteht durch mechanische Verschleppung des Bleies mancher Verlust.

Zwei benachbarte Krystallisirungen, von denen die eine Reichblei von 7500 Grammen aus Werkblei mit 600 Gr. fabricirt, während die andere Werkblei mit 200 Gr. zu Reichblei von 5000 Gr. anreichert, veranlassen jede einen Bleiverlust von etwa 3 bis 3½ Proc. Der Silberverlust hat ebenfalls verschiedene Ursachen: Zuvörderst geht ein Theil desselben in das Armblei über, dessen Reinheit nicht unbeschränkt sein kann. Wenn man von Blei mit 300

oder 200 Gr. 93 Tonnen von 100 Armblei mit 10 bis 20 Gr. Silber abscheidet, so verliert man dadurch 3 oder 4½, 6 oder 9 Proc. von dem gesammten Silbergehalt.

Eine andere Menge geht durch den Bleiverlust verloren.

Von dem Einflusse des Schaums auf die Concentration des Silbers haben wir bereits gesprochen. Berücksichtigt man andrerseits, daß die mechanisch veranlaßten Verluste hauptsächlich auf die reichen Bleie, die häufigen Umgüssen und vielen Arbeiten unterworfen sind, einen wesentlichen Einfluß haben müssen, so darf man sich nicht wundern, daß die geringe Menge von Blei, welche bei der Arbeit einer Krystallisirung verschwindet, auch einen wesentlichen Theil des Silbers mit sich führen muß.

Wenn man weiß, wie sehr das Silber zusammengehalten wird und wie leicht das Blei verloren geht, so hat man alle nothwendigen Elemente, um das Verhältniß des Reichbleies mit 3000, 5000 ... Grammen und des Armbleies mit 20, 15 und 10 ... Grammen, welche ein Werkblei von gewissem Gehalt produciren wird, zu bestimmen. Man begreift aber, daß diese Elemente, je nach den Krystallisationen etwas verschieden sein müssen; daß man z. B. in dieser Beziehung die Anreicherung auf 800 Gr. eines Werkbleies von 1000 Gr. nicht mit der Anreicherung auf 800 Gr. eines Bleies von 200 Gr. unter einen und denselben Begriff bringen kann.*) Der erstere Proceß würde freilich den Vortheil einer geringern Dauer, eines geringern Verhältnisses von Armblei und des geringen Belanges einer kleinen, in dieses Blei übergegangenen Silbermenge ergeben. Da es jedoch zweckmäßig ist, die Begriffe festzustellen, so wollen wir die Resultate mittheilen, die man mit einem sehr armen Blei, welches fast zwanzigfach angereichert worden, erlangen könnte.

1000 Kilogr. Blei von 190 Gr. geben:

	Grammen	Verhältn.
44,42 Kilogr. Reichblei à 3,635 Gr., enthalten demnach Silber	161,5	85
920,58 Kilogr. Amblei enth. Silber . . .	14,0	7,3
35,00 „ Bleiverlust enth. Silber . .	14,5	7,7
1000,00 Kilogr.	190,0	100,0

*) Dr. Beaujean hat nicht Gelegenheit gehabt, sich zu überzeugen, daß Blei von verschiedener Beschaffenheit sich beim Pattinsoniren ungleich verhalte. Wäre es wirklich der Fall, so würde daraus folgen, daß das Vorhandensein gewisser Substanzen in dem Blei der Krystallisirung entgegen sein und ihre vorherige Abscheidung bedingen kann.

Krystallisirungskosten. Die verschiedenen Krystallisirungskosten begreifen:

1. Den Verlust einer gewissen Quantität Blei, der bei den oben erwähnten Beispielen 3 bis 3½ Proc. beträgt.

2. Den Kohlenverbrand zur Feuerung der Kessel. In der Stolberger Hütte verbrauchte man in 24 Arbeitsstunden 40 berliner Scheffel Staub- und 10 Ctr. (à Ctr. 110 Pfd.) Stückkohlen, zusammen 2500 Kilogr. oder 50 Zollcentner. Während dieser Zeit wurden 20 bis 25 Schäumungen ausgeführt. In der Hütte zu Bleiberg, wo die Anzahl der Schäumungen täglich im Durchschnitt 7⁴/₅ beträgt, verbrannte man 972 Kilogr. Förderkohlen, d. h. auf den Kessel 124 Kilogramm oder auf die Tonne krystallisirtes Blei 344 Kilogramm.*) Das etwa 190 Gr. haltige silberhaltige Werkblei war bis auf 3600 Gr. angereichert.

3. Die Arbeitslöhne.

4. Die Reduction von 180 bis 200 Kilogr. Schaum auf die Tonne krystallisirtes Blei.

5. Die Abnutzung der Kessel, welche durch plötzliche Temperaturveränderungen zerspringen und unbrauchbar werden. Zu Bleiberg hatten die Kessel, die übrigens nur am Tage im Betriebe standen, eine mittlere Dauer von 12 Monaten.

6. Endlich einiger Verbrauch an Talg, Oel zu Beleuchtung der Hütte x.

Die Fabrikationskosten für Blei von 190 Gr., welches bis zu einem Gehalte von 3600 Gr. angereichert wurde, waren folgende:

Fabrikationskosten für 1 Tonne oder 1000 Kilogr. Werkblei von 190, welches bis 3600 angereichert ist:

344 Kilogr. halbfette Steinkohlen à 18,40 Francs	6,31	Frcs.
Arbeitslohn (2⁷⁵/₁₀₀ Schäumungen in ¹⁷/₂₅ Heizerschichten)	5,12	"
Anfrischen von 182,2 Kilogr. Schaum	1,41	"
Abnutzung der Kessel	1,21	"
Diverse Kohlen	0,94	"
Summe	14,99	Frcs.

Recapitulation. — Recapitulirt man das in dieser Abhandlung Gesagte, so erkennt man Folgendes: Der Pattinson'sche Proceß

*) Die längere Dauer des Processes, d. h. die größere Anreicherung des Reichbleies und die vollständigere Entsilberung des Armbleies muß den Blei- und zuweilen auch den Silberverlust erhöhen.

hat den Zweck, die Abscheidung des in dem silberhaltigen Blei enthaltenen Silbers zu beginnen; indem es aus der Legirung mit dem Blei bei metallischen Zustande des letztern gewonnen wird, während bei der Treibarbeit dieses in Glätte verwandelt werden muß.

Es beruht dieser Proceß auf der Krystallisirung des Bleies, bei welcher die gebildeten Krystalle mehr oder weniger silberarm sind.

Da aber die Concentration des Silbers auf diese Weise nicht scharf bewirkt wird, so gelangt man dahin, indem man die Krystallisirungen nach einer eigenthümlichen Methode vornimmt, die wir genau kennen zu lernen gesucht haben, nämlich die Krystallisirungen mit Achteln und mit Dritteln.

Die Arbeit besteht in einer Reihe von Schäumungen und ist sehr einfach; sie giebt angereichertes, sogenanntes Reichblei und entsilbertes Armblei. Dieses letztere ist in seinen Eigenschaften verbessert. Unter dem Gesichtspunkte der Silberconcentration sind die Resultate genügend, obgleich sie nicht sehr weit getrieben werden können. Bleiverlust und Fabrikationskosten sind nicht bedeutend.

Die Pattinsonirung hat daher ihre Verdienste, indem man damit armes Werkblei zu entsilbern vermag, welches bei der Treibarbeit nicht möglich ist, die Entsilberung des reichen Werkbleies ist aber dadurch wesentlich verbessert worden.

Ueber die Zerkleinerung der silberhaltigen Schwarzkupfer unmittelbar beim Rostdurchstechen zu Tajova bemerkt der dortige k. k. Verwalter Joh. Ferientsik in der Oesterr. Zeitschrift, 1857, No. 17, Nachstehendes:

Nach erfolgtem Abstechen in Tiegel beim Rostdurchstechen wird das Oberlech von dem Kupfer sehr sorgfältig abgehoben und sonach das Kupfer so lange im Tiegel gelassen, bis es in einen breiartigen Zustand übergegangen ist, während welcher Zeit die am Umfange des Tiegels zuerst erstarrten Theile in das flüssige Kupfer eingerührt werden, theils um die breiartige Beschaffenheit des Kupfers zu beschleunigen, theils aber auch, um der Bildung von zähen Kupferschwarten, welche sich nicht zerkleinern lassen, auszuweichen.

In diesem Zustande wird das Kupfer aus dem Tiegel mit eisernen Löffeln ausgeschöpft und auf eine gußeiserne kalte Platte ausgebreitet, auf welcher es mit hölzernen großen Hämmern zu Mehl zerrieben wird. Die bei diesem Verfahren abgefallenen größern Stücke aber werden beim nächsten Abstechen zur Auflösung in den Tiegel zurückgegeben.

Durch diese schnelle, mit sehr geringen Auslagen und ohne An-

wendung kostspieliger Verrichtungen ausführbare Zerkleinerung des Schwarzkupfers wird nicht nur an der Zeit viel gewonnen, weil hierbei unmittelbar beim Rostdurchstechen anstatt Kupferscheiben Mehle erzeugt werden, sondern auch die Bau- und Unterhaltungskosten des Ofens beseitigt und der große Vortheil, welchen dieses Verfahren bietet, erreicht, daß das zum Glühen des Schwarzkupfers erforderliche Holz, wie auch das beim Auswärmen der Tiegel beim Rostdurchstechen verwendete Kohlenquamtum gänzlich erspart wird, weil bei dem Tajovaer Verfahren das Kupfer, da es nicht gesplissen wird, im Tiegel mit Wasser nicht begossen werden darf, daher bleibt der Tiegel trocken und warm, somit zur Aufnahme des Kupfers des nächsten Abstechens geeignet, und endlich wird dem nicht geringen Silberverluste, welcher beim Glühen des Schwarzkupfers sich ergiebt, weil dasselbe einem anhaltenden Glühen längere Zeit ohne allen Schutz ausgesetzt ist, begegnet.

Ueber die Zugutemachung der Silbererze zu Tetela del Oro in Mexiko enthält das Bulletin de la Soc. de l'Industrie minérale, Bd. II. S. 310 ff. eine gute Arbeit von Hrn. Julius Guillemin.

Ueber das auf den Silberminen von Potosi übliche Amalgamationsverfahren hat der ehemalige dortige Bergingenieur Lemuhot in den Annales des Mines, 5. Reihe, 13. Band, eine Arbeit geliefert, welche in der Freiberger berg- und hüttenm. Zeit., 1859, No. 1 u. f., aufgenommen worden ist; wir können auf beide Arbeiten nur verweisen.

Einige Notizen über die Fortschritte der Schmöllnitzer Schwarzkupfer-Amalgamation in neuester Zeit theilt Hr. Rud. Schreder in der Oesterr. Zeitschr., 1856, No. 17, mit. Sie enthalten interessante Bemerkungen, auf die wir aber nur verweisen.

Einen Beitrag zur Kenntniß des pyrochemischen Entsilberungsprocesses der Joachimsthaler k. k. Hütte, mit Rücksicht auf dessen stöchiometrische Begründung, hat der k. k. Hüttenbeamte Franz Markus, in Nr. 1 bis 5 der Oesterr. Zeitschr. für 1857 mitgetheilt. Diese Arbeit verdient eine große Beachtung, allein auch nur ein magerer Auszug aus ihr würde uns hier zu weit führen.

Ueber die Einführung der Extraction im Allgemeinen und insbesondere an Stelle der Schwarzkupfer-Amalgation hat der Freiherr A. v. Leithner (ehem. niederungarischen Oberhüttenverwalter) in der Oesterr. Zeitschrift 1857,

Nr. 19, recht interessante Bemerkungen gemacht, auf die wir aber auch nur verweisen können.

Die Extraction des Silbers aus Kupfererzen mittelst Kochsalz wird (Polytechn. Journ., Bd. 147, S. 236) auf der Muldner Hütte bei Freiberg auf folgende Weise bewirkt: Der Kupferstein, der 50 bis 70 Proc. Kupfer, 8 bis 15 Proc. und noch mehr Blei und 0,20—0,45 Proc. Silber enthält, wird gepocht, gesiebt und in Doppelröstöfen in zwei über einander liegenden Herden, zuerst in dem oberen und darauf in dem untern Herde geröstet. In der ersten Röstperiode bilden sich aus den Kupfersulfureten neutrale und basische schwefelsaure Salze, die sich in der zweiten Periode unter Abgabe von Schwefelsäure und schwefliger Säure zum größten Theile in Oxyde verwandeln, während blos schwefelsaures Silberoxyd und ein Theil schwefelsaures Kupferoxyd übrig bleibt. Zum Abrösten von 100 Ctr. Kupferstein braucht man 45—60 Scheffel Steinkohlen (à 95 Kilogr.). Der abgekühlte Kupferstein wird durch Sieben und Pochen, Rösten und Vermahlen des Groben in feines Mehl verwandelt. Das Mehl wird mit 4—8 Proc. Kochsalz gemengt, geröstet. Dadurch wird das Kupfer chlorirt und es entstehen zugleich Chlorverbindungen der übrigen Metalle. Nach beendigtem Rösten wird die Masse in hölzernen Fässern unter hydrostatischem Drucke ausgelaugt. Zuerst wendet man zum Auslaugen blos warmes Wasser, wodurch schwefelsaures Natron und andere Salze aufgelöst werden, zuletzt eine Lösung von Kochsalz an. Die Lauge, welche das Silber als Chlorsilber-Chlornatrium enthält, kommt in die Silberfällgefäße, in welchen eine 10—15 Zoll hohe Schicht von Cementkupfer liegt, auf welchem sich das Silber niederschlägt. Das gefällte Silber wird abgehoben, mit salzsäurehaltigem Wasser gewaschen, zu Ballen geformt, getrocknet und geschmolzen. In den Kupferfällgefäßen liegen Eisenabschnitte, auf welchen sich das Kupfer niederschlägt; das reine Cementkupfer kommt in die Silberfällgefäße, das übrige Kupfer zum Schmelzen auf Schwarzkupfer. Die Rückstände des Auslaugens werden je nach ihrem Silbergehalte entweder auf Schwarzkupfer verschmolzen oder nochmals mit Kochsalz geröstet und auf die angegebene Weise ausgelaugt.

Aus einem Bericht über den Betrieb der Silberextraction im Mansfeldischen in der Preuß. Zeitschr. III. A. 229 bemerken wir Folgendes: Die Röstposten sind neuerlich von 4 auf 4½ Ctr. Rohmehl erhöhet, bei welchem Einsatze in einem Doppelofen wöchentlich 150 Ctr. verarbeitet werden können. Zur Feuerung der Oefen wen-

det man statt des Wellholzes das wohlfeilere gerissene Scheit- und Knüppelholz an. Wie sehr es gelungen ist, die Entsilberungsmethode mit der Zeit zu vervollkommnen, geht daraus hervor, daß

1	Centner	Kupfer	im	Jahre	1851	noch	27,764	Gran	Silber,	
1	=	=	=	=	1852	=	20,764	=	=	
1	=	=	=	=	1853	=	16,764	=	=	
1	=	=	=	=	1854	=	15,204	=	=	

enthalten hat. Zum Theil ist dies gute Resultat der Darstellung reicherer und zinkfreier Kupfersteine, zum Theil aber der Einführung einer Silberprämie zuzuschreiben.

Eine andere wichtige Verbesserung beim Mansfelder Silberhüttenbetriebe ist durch den Aufseher der Röstarbeit, Koch, in Vorschlag gebracht und mit gutem Erfolg angewandt worden. Bisher wurden nämlich die beim Silberschmelzen fallenden Krätzen gesammelt und bei dem, alle drei Jahre stattfindenden, sogenannten großen Aufwiegen, d. h. einer möglichst reinen Aufarbeitung aller silberhaltigen Abgänge und Halbproducte, zusammen verarbeitet, wobei es niemals möglich war, in den Zwischenperioden das Ausbringen absolut richtig festzustellen. Das neue Verfahren besteht nun darin, die Silberkrätzen mit Schwefelsäure anzunetzen und darauf, gleichwie gemahlenen Kupferstein, der Röstarbeit zu unterwerfen; sie werden dann ausgelaugt, der Rückstand wieder angenetzt, aufgeröstet und ausgelaugt, und diese Behandlung so oft wiederholt, bis der Silbergehalt auf ein Minimum herabgebracht ist.

Ein Extractionsverfahren für Erze mit Chloration ohne Silberverlust beschreibt der bekannte Oesterr. Hüttenmann Franz Markus in der Oesterr. Zeitschr. 1856, Nr. 22, und bemerken wir darüber nach dem Polytechn. Centralblatt, Nr. 19, das Folgende:

Der Verfasser theilt die Grundzüge eines Extractionsverfahrens mit, durch welches es möglich sein wird, einige jener Umstände, welche der weiteren Verbreitung dieses Processes, und besonders seiner Anwendung auf Erze, bisher im Wege standen, wenigstens theilweise zu beseitigen.

Das fein gesiebte Erz wird mit Eisenkies gemengt und in einer Muffel unter Darüberleitung von Wasserdampf geröstet. Das geröstete Erz wird gesiebt und mit einer Lösung von Chlornatrium und Kupferchlorid befeuchtet. So bleibt es einige Zeit in mäßiger Wärme stehen und wird zeitweilig umgerührt. Es wird nun getrocknet, in Stücke zerkleinert, so in eine durch eine Sanddichtung

hermetisch geschlossene bewegliche Muffel eingetragen und darin einige Minuten bei niederer Temperatur geglüht. Nachdem es in der aus dem Ofen genommenen Muffel abgekühlt ist, wird es fein gerieben. Das Kupferchlorid wird dann ausgesüßt, das Silber daraus gefällt und ersteres, etwas eingedämpft, wieder angewendet. Das Chlorsilber wird durch heiße Kochsalzlauge in rotirenden Auslaugfässern mit horizontaler hohler Axe und verticalem Filter ausgelaugt und gefällt.

Der Verfasser hat mit diesem Verfahren bei Versuchen im Kleinen recht günstige Resultate erzielt.

Ein Silbererz mit dem Gehalt von 2 Mark und 3 Loth 3 Quentchen wurde bei der ersten einmaligen Behandlung desselben bis auf 2¼ Loth entsilbert, wobei im Ganzen 93 Proc. Silber ausgebracht wurden, was bisher weder durch den Schmelzproceß noch durch die Amalgamation bei diesen Erzen erreicht worden ist. Dieses Erz enthielt außer dem Silber noch 19,5 Proc. Arsenmetalle, und darin 1,22 Proc. Kobalt und 6,55 Proc. Nickel.

Ein sehr reiches Erz mit dem Gehalt von 16 Mark 13 Loth — welches außerdem noch 39 Proc. Arsenmetalle mit 1,8 Proc. Kobalt und 8,54 Proc. Nickel hielt — wurde bei einmaliger Behandlung bis auf 6 Loth (ohne Rücksicht auf Gewichtsverminderung) entsilbert.

Da es ferner fast sicher ist, daß man durch eine Wiederholung dieses Verfahrens diese — sonst ziemlich schwierig zu behandelnden — Erze fast ganz entsilbern wird, da man auch das Kobalt und Nickel durch Schwefelsäure lösen und aus der Lösung gewinnen kann, so ist es nicht unwahrscheinlich, daß sich der angedeutete Weg für die gänzliche Aufarbeitung mancher dieser Erze als geeignet darstellen wird.

Das Verfahren selbst ist billig, da der wesentliche Verbrauch nur in dem an Brennmaterial besteht, indem die Chlorations- und die Entsilberungslauge wieder verwendet werden.

Durch des Verfassers Chlorationsmethode wird dabei der bisher unvermeidliche Chlorsilberverlust vermieden werden können, sowie durch das angewendete Auslaugeverfahren die Schwierigkeit der Auslaugung sehr feiner Erze gehoben werden dürfte.

Auch für die Extraction des Lechs und der Speise kann unter gewissen Modificationen hieraus mancher Vortheil erwachsen.

Ueber die Extraction des Silbers aus antimonhaltigen, kupferarmen Rohlechen mit Anwendung von kaltem Wasser, bemerkt Hr. Fr. Markus in der Oesterr. Zeitschr. 1857, Nr. 42, Folgendes:

Die Schemnitzer Rohleche enthalten bisher, außer den gewöhn-

lichen Bestandtheilen, sehr wenig Kupfer, hingegen nicht unbedeutende Mengen von Antimon, Arsen und Zink. Nach mehreren Analysen bewegt sich die wechselnde Menge dieser Metalle innerhalb folgender Gränzen, im Centner:

Gold	.	von 1,8	bis	4	Denär,
Silber	.	„ 4	„	5 1/2	Loth,
Kupfer	.	„ 1	„	2	Proc.,
Antimon		„ 5	„	7	„
Zink	.	„ —	„	7	„

Die entsprechende Bildung des schwefelsauren Silberoxyds behufs der Auslaugung desselben erfordert nach der bisher bekannten Extractionsmethode besondere hierzu geeignete, sehr reine und kupferreiche Leche.

Dieser Umstand, sowie die besondere Schwierigkeit der Leitung des Röstprocesses (bei welchem die Arbeiter bei genügendem Gange Prämien bekommen) haben der weiteren Anwendung dieses schönen Processes auf andere unreine Producte eine bisher nicht überstiegene Schranke entgegengestellt.

Es ist hierbei die Einwirkung des Antimons eine bedeutende. Es kann sich neben schwefelsaurem Silberoxyd leicht antimonsaures Silberoxyd bilden, welches letztere nicht wie ersteres in Wasser löslich ist, — wenn das antimonsaure Silberoxyd nicht während der Röstung durch dampfförmige Schwefelsäure zerlegt und in schwefelsaures Silberoxyd umgeändert wird. Berücksichtigt man auch, daß antimonsaures Silberoxyd bei hoher Temperatur rasch zerlegt, und daß von dem sich metallisch ausscheidenden Silber leicht ein Theil oxydirt und verflüchtigt werden kann, wenn nicht sofort Schwefelsäure einwirkt, so ist auch anzunehmen, daß ein Gehalt an Antimon noch einen zweiten Uebelstand, nämlich einen Verlust an Silber herbeiführen kann.

Es war somit das Ziel der Versuche, diesen Hindernissen mit den einfachsten Mitteln zu begegnen.

Es wurden nach dem neuen, in Folge der erlangten Resultate festgesetzten Verfahren bereits eine größere Post Rohleche von 98 Ctr. entsilbert, und die entsilberten Rückstände der Entgoldung im Großen unterzogen.

Diese Rohleche enthielten an wesentlichen Bestandtheilen, im Ctr.:

Gold	.	1,8	Denär,
Silber	.	5 1/4	Loth,
Antimon		5,3	Proc.,
Kupfer	.	1,5	„
Zink	.	3,3	„

Laut der im k. k. Hauptprobiramte ausgeführten Silbergehalts bestimmung der von jeder gerösteten Partie genommenen und ausgelaugten Proberückstände betrug die Größe des Silberausbringens (bei 80 Proc. von den eingesetzten Posten) durchschnittlich 76,5 Proc. Bei dem Röst- und Auslaugeprocesse ergiebt sich laut mehreren Versuchen ein Gewichtsabgang von beiläufig 21 Proc., durch dessen Berücksichtigung bei obiger Ziffer das Ausbringen auf 81,7 Proc. steigt, bei einem Rückständegehalt von 17,6 Gr. im Centner. Hiervon ist bei der weitern Gewinnung die durch mögliche Probendifferenzen, den Einfluß bei der Auslaugung, mechanische Verzettlung und Verflüchtigung bei der Röstung, verloren gehende Größe (wovon sich letztere auf beiläufig 4 Proc. stellen dürfte) abzurechnen.

Es ist die Aufgabe weiterer Versuche, diese Einflüsse möglichst zu beseitigen.

Das gewonnene, im Tiegel eingeschmolzene Extractionssilber hatte den Feingehalt von 15 Loth 10 Gr.

Bei dem neuen Extractionsverfahren wird der Oxydationsproceß der Rohleche durch Windführung, Dauer und Temperatur derart geleitet, daß der größte Theil des Antimons und Arsens in Antimonoxyd und arsenige Säure verwandelt und verflüchtigt wird; die Bildung der schwefelsauren Metalloxyde, vorzüglich des schwefelsauren Silberoxydes, wird dabei möglichst vollkommen und frühzeitig eingeleitet, und auf eine dauernde Erhaltung, besonders des schwefelsauren Kupferoxydes, sowie auf Zersetzung des antimonsauren Silberoxydes hingearbeitet. Das schwefelsaure Zinkoxyd ist hierbei bedeutend geständiger als das schwefelsaure Kupferoxyd.

Das so gebildete schwefelsaure Silberoxyd wird in Wasser (oder Lauge), welches zur Lösung des basisch-schwefelsauren Salzes mit etwas Schwefelsäure sauer gemacht wird, gelöst, und hierbei die Wärme der Mehle zur Erhitzung benutzt. — Das hierbei sich bildende schwefelsaure Eisenoxyd wirkt bei der hohen Temperatur derart auf das etwa erzeugte metallische Silber ein, daß unter Bildung von schwefelsaurem Eisenoxydul schwefelsaures Silber entsteht. — Die reiche Silberlauge wird dann abgezogen und daraus durch Chlornatrium Chlorsilber gefällt, welches später reducirt und eingeschmolzen wird. Aus der silberfreien Lauge wird das Kupfer durch metallisches Eisen gewonnen. Der Kupferinhalt von dem bei diesem Versuche gewonnenen Cementkupfer betrug von dem nach der dokimastischen Probe berechneten Gesammtinhalte über 100 Proc.

Das darin enthaltene schwefelsaure Eisenoxydul und das schwefelsaure

Zinkoxyd wird durch Concentration und Krystallisation ausgeschieden. Der in den Rückständen bleibende Theil des Silbers wird durch den Rohschmelzproceß zurückerhalten.

Ueber die elektrochemische Zugutemachung der Erze hat der berühmte französische Physiker und Chemiker Becquerel im 2. Bde. seines Traité d'Electricité et de Magnetisme, S. 170 bis 416, eine vollständige, durch Abbildungen erläuterte Arbeit mitgetheilt, die in der berg- und hüttenm. Zeitung, 1856, Nr. 1—25 in deutscher Bearbeitung abgedruckt worden ist.

Die elektrochemische Behandlung der Erze besteht darin, die Erze so vorzubereiten, daß die entstandenen Silber- und Bleiverbindungen, wenn man Bleiglanz verarbeitet, in einer ganz gesättigten Kochsalzsolution löslich sind; diese Verbindungen sind das Chlorsilber und das schwefelsaure Blei. Ist die Auflösung geschehen, so läßt man sie, nachdem sie sich geklärt hat, in hölzerne Behälter ab, in denen man die Zersetzung der Metallsalze mit Paaren von Zink- und Weißblech, oder von Kupferblech und mit Haufen von gut gebrannter Kohle bewirkt; man kann selbst Paare von Bleiblech und von gegen dasselbe elektronegativen Elementen anwenden. Die Zink- oder Bleiplatten werden in Beutel von Segeltuch, oder besser noch in lange hölzerne Kästen, oder in solche von halbgebranntem Thon gesteckt. Die Beutel werden in gesättigte Salzlösung gesteckt, in die hölzernen oder thönernen Gefäße werden Stückchen von Zinkamalgam oder Quecksilber gethan. Die Segeltuchbeutel und die anderen Platten sind von der Metallsolution umgeben. Man stellt darauf die Verbindung zwischen den Elementen mittelst Metallstäben her, worauf man mit Zinkplatten einen Niederschlag der leicht reducirbaren Metalle, wie Silber, Kupfer und Blei, mit Bleiplatten oder von Silber erhält, welches je nach dem Bleigehalt der Auflösung mehr oder weniger rein ist.

Durchschnittlich ist die Arbeit in 24 Stunden beendigt; operirt man aber mit der kräftigen Beihülfe eines unabhängigen Paares, dessen Temperatur man durch Dämpfe erhöhet, so läßt sich ein Proceß in 1/4 weniger Zeit vollenden. Man wendet dann zur einen Säule Bleiplatten an, und obgleich dieselben direct zersetzend auf das Chlorsilber wirken, so wird doch der Effect des unabhängigen Paares nicht benachtheiligt. Auf diese Weise vereinigt man die Vortheile, welche die unmittelbare Fällung des Silbers durch das Blei gewährt, mit den aus der elektro-chemischen Wirkung des unabhängigen Paares hervorgehenden. Bei Anwendung von Bleiplatten hat man nach

mehreren Processen nur noch Chlorblei und schwefelsaures Blei, welche man mit Kalk zersetzt.

Der silberhaltige Bleiglanz kann, nachdem das Blei in schwefelsaures Salz und das Silber in Chlorür verwandelt ist, sehr schnell mittelst der amerikanischen Amalgamation zu Gute gemacht werden, ohne daß dabei ein wesentlicher Quecksilberverlust stattfindet. Das nach dem Abdestilliren des Quecksilbers erhaltene Silber ist rein. — Ein Theil von den im Großen ausgeführten Versuchen Becquerel's wurde schon früher von einem sehr tüchtigen, praktischen Hüttenmann, Herrn Saint-Clair-Duport, der damals eine Goldscheide- und Affiniranstalt in Mexico leitete, wiederholt und begutachtet, sowie in dem Werke desselben: „Sur la Production des Métaux précieux au Mexique" (Paris 1843) bekannt gemacht.

Das Mining-Journal, Nr. 1104, bemerkt über den elektrochemischen Hüttenproceß Nachstehendes:

„Herr Perkins hat die erforderlichen Einrichtungen gemacht, um commercielle Nachweisungen von der Wichtigkeit und Wirksamkeit des patentirten Verfahrens, wodurch Erze mittelst elektro-chemischer Einwirkung reducirt und geschieden werden, zu geben. Wir haben uns übrigens häufig auf diese wichtige Anwendung der Wissenschaft berufen und regen Alle, die sich für das Bergwesen interessiren, an, den Processen beizuwohnen. Es ist dies besonders zu einer Zeit von Wichtigkeit, wo die Schmelzhütten durch ihr Monopol einen so harten Druck auf die Gruben ausüben." — Es bezieht sich dies nämlich darauf, daß die Waleser Kupferhütten zu wiederholten Malen die Kupferpreise aus dem Grunde herabgedrückt haben, um die Preise der Cornischen und Devonshirer, sowie auch der fremden Erze, auf den öffentlichen Versteigerungen zum Fallen zu bringen, worauf dann die Kupferpreise wieder gesteigert wurden!

Zum Feinbrennen der Bleisilber wendet man jetzt nach Hrn. Zeugschaffer Joh. Köller in der Oesterr. Zeitschr. 1858, Nr. 7) zu Przibram einen Zugflammofen an, nachdem der Proceß unter der Muffel wegen ungleichen Haltes an verschiedenen Stellen der Brandstücke, sowie wegen großen Brennmaterialverbrauches und Silberverlustes und das Feinbrennen in Graphittiegeln in Windöfen, wegen häufigen Reißens, aufgegeben werden mußte. — Um diesen Uebelständen zu begegnen und um große Quantitäten Silber mit Zeit- und Gelderspарung auf einmal brennen zu können, wurde ein englischer Zugflammofen erbaut, mit dem man sehr gute Resultate erlangt hat. — Herd und Gewölbe sind unbeweglich.

Unmittelbar auf der gußeisernen Herdplatte wird eine 3 Zoll hohe Schicht von Chamottemasse aufgestaucht, worauf dann der eigentliche Herd, bestehend aus einem fein gesiebten und mit Wasser angefeuchteten Gemenge von zwei Theilen neuem und einem Theile altem Treibherdmergel, hergestellt wird. Der alte Mergel hält die Herdmasse locker, so daß die bis zum Ballen feuchte Masse leichter austrocknet. — Der tiefste Punkt, an welchem der Herd noch 3 Zoll dick ist, wird auf 8 Zoll von der Kante der Arbeitsöffnung hergestellt und liegt im zweiten Drittel des Herdes vom Fuchse gemessen. Gegen Fuchs und Feuerbrücke steigt der Herd an. Uebrigens erleidet die Tiefe von 8 Zoll, je nach der Quantität des zu raffinirenden Blicksilbers, häufig Aenderungen.

Auf diesen so vorgerichteten noch feuchten Herd werden die Blicksilber — bis selbst 4000 Mark — aufgetragen, mit Holzkohlenlösche oder Sägespähnen bedeckt, sodann die Arbeitsöffnung mit Ziegeln verstellt und langsam gefeuert. Nach einer halben Stunde wird der Feuerraum mit Steinkohlen gefüllt, um möglichst rasch einzuschmelzen, was nach 1$^3/_4$ bis 2 Stunden erreicht ist. Hierauf wird das Silber mit einem Haken gut durchgerührt, es werden die Unreinigkeiten von der Oberfläche mit einer Krücke abgezogen und nun Teste auf das Silber gegeben, da man keine Gebläseluft anwendet. Durch den Test wird die Oberfläche des Silbers stets gedeckt erhalten und hierdurch die Verflüchtigung möglichst verhindert. Der Test saugt die auf dem Silber schwimmende Glätte rasch auf und beschleunigt nicht unbedeutend die ganze Arbeit.

Die Testmasse besteht aus zwei Volumtheilen gut ausgelaugter, geglühter und fein gesiebter Holzasche, und einem Volumtheile gebrannter, gepochter und gesiebter Knochenasche. Der erste Test ist schon in $^1/_4$ Stunde vollgesogen, während die andern 3 bis 4 angewendeten $^1/_2$ Stunde und länger bleiben können. Sobald das Silber die Feine erlangt hat, wird der letzte Test abgezogen und Holzkohlenasche auf das Silber geworfen, um das viele Spratzen zu verhindern. Der ganze Proceß dauert 5 bis 6 Stunden und sind dazu 5 bis 6 Ctr. Steinkohlen erforderlich. — Da der Herd nach dem Auskellen des feinirten Silbers ganz unversehrt ist, so kann man gleich wieder Blicksilber eintragen.

Achter Abschnitt.

Gold.

Das Goldprobirverfahren, welches fortan auf allen deutschen Münzstätten als Richtschnur zu gelten hat, hervorgegangen aus den gemeinsamen Berathungen der Münzdirectoren, welche bei der allgemeinen Münz-Conferenz in Wien anwesend waren, ist im Baierischen Kunst- und Gewerbeblatt 1857, S. 139, und in Dingler's polytechn. Journal Bd. 144, S. 41 ff. beschrieben. Wir verweisen hier auf diese instructive Arbeit.

Ueber das Vorkommen, die Aufbereitung und die Darstellung des Goldes in Californien enthält die Preuß. Zeitschr. Bd. IV. Abth. B, S. 104 ff. und 132 ff., zwei sehr wichtige Arbeiten von den Harzer Bergleuten Rambohr und Riehn, auf die wir jedoch nur verweisen können.

Ueber denselben Gegenstand hat auch der Schwede Anderson in der berg- und hüttenm. Zeitung 1854, Nr. 26, eine interessante Arbeit mitgetheilt.

Die Gewerkschaft der Grube Gute Hoffnung bei Werlau im Revier St. Goar am Rhein hat (s. Preuß. Zeitschr. III. A, 234) im Laufe des Jahres 1854 den Goldgehalt der auf dieser Grube brechenden Kupfererze mittelst der Bradford'schen Maschine (s. Jahrg. 1855, S. 59) bestimmen lassen. Man erhielt aus 10 Loth Amalgam 0,0604 Grammen Gold, und es war demnach der Gehalt in 10 Pfd. = 1,9328 Gr. Durch die frühern Untersuchungen bei der Scheidung aus dem Silber ist ermittelt worden, daß in 200 Ctrn. Erz 0,375 Mark Gold enthalten sind; die obige Untersuchung hat sonach

herausgestellt, daß der Goldgehalt in den Kupfererzen für sich 6,2 Mal größer ist, als in einer gleichen Quantität Blei- und Kupfererzen der gewöhnlichen Förderung. Wenn dieser Goldgehalt auch schon Beachtung verdient, so ist er doch nicht hinreichend groß, um die Gewinnung mittelst der obgenannten Maschine mit Vortheil zu betreiben.

Ueber neue Goldgewinnungsapparate hat der Staatsgeolog Oscar Lieber zu Columbia in Süd-Carolina eine sehr interessante Arbeit in der berg- und hüttenm. Zeitung 1855, Nr. 47, mitgetheilt, aus welcher wir das Nachstehende entnehmen: — Die meisten Goldgewinner in den Vereinigten Staaten, in Californien u. s. w. gehen von der Ansicht aus, das Gold müsse durch Amalgamation gewonnen werden, während Alle, die sich mit dem Gegenstande beschäftigt haben, bald einsehen mußten, daß die Amalgamation sehr viele und bedeutende Nachtheile hat, welche besonders folgende sind:

1. Die ganz unnöthige Ausgabe im Ankaufe des Quecksilbers und die damit verbundenen Transportkosten sowohl, als auch, obgleich weniger wichtig, die persönlichen Nachtheile bei unvorsichtiger Evaporation dieses Metalles in freier Luft ohne Condensation, wie es gewöhnlich bei uns geschieht; auch der außerordentliche Verbrauch des Quecksilbers durch Verdunstung in der Luft, freier Destillation und Amalgamation mit Schwefel und folglicher Verlust.

2. Die Unfähigkeit des Quecksilbers, sich augenblicklich mit allem Golde zu amalgamiren, denn der Contact ist stets nur momentan.

3. Die Unfähigkeit seiner Vereinigung mit kleinen flachen Goldplättchen, die vom Wasser weggeschwemmt werden.

4. Die Unmöglichkeit, daß es sich mit solchem Golde vereinigen kann, das von Kiesen bedeckt ist, da eine ordentliche Röstung nie vorgenommen wird.

Alle diese Sachen werden ganz von den unwissenden Erfindern dieser Maschinen (und es giebt Hunderte davon) übersehen. Gewöhnlich sind damit auch derartige Poch- und Zermalmungs-Vorrichtungen angebracht, daß durch Verreibung des Goldes an eisernen Walzen etc. viel verloren geht. Dieses ist aber eine Sache, die hier nicht weiter besprochen zu werden braucht.

„Unter allen neuen amerikanischen Erfindungen für die Gewinnung des Goldes“, sagt Hr. Lieber, „ragt nur eine einzige hervor, welche durch ganz neue und tüchtige Principien sich ausgezeichnet hat. Ich spreche von dem Apparate des Hrn. Seymour. Obgleich ich

nicht glaube, daß eine ganz complete Beschreibung mit Zeichnung, nach der gearbeitet werden könnte, mir hier zu geben anstehen würde, da dieser Herr bis jetzt, glaube ich, nur in Amerika sein Patent gesichert hat; so erscheint es mir doch passend, daß wissenschaftliche Bergleute davon in Kenntniß gesetzt werden.

Herr Seymour war viele Jahre in verschiedenen Bergwerksgegenden Europa's und Sibiriens beschäftigt, und als er nach Amerika kam, konnte er seine Erfahrungen in Benutzung ziehen. Der Siebproceß mag auf die russische Siebmaschine weisen.

Der Apparat besteht aus einem Cylinder, dessen oberer Theil in eine Esse mündet und woran außen ein Blasebalg befestigt ist, der einen starken oder stoßenden Luftstrom ins Innere leitet. Der obere Theil des Cylinders kann auf kleinen Schienen, zur Einsicht, verschoben werden. Hinten am Cylinder wird auf einer schiefen Ebene der Goldsand, zerpochtes Erz ꝛc. eingeworfen. Der Cylinder enthält Siebe, die oben grob, unten feiner sind. Auf dem untersten, feinsten Siebe liegt sein Regulator, wie er es nennt, eine Substanz, die ein specifisches Gewicht zwischen den beiden zu trennenden Mineralkörpern hat, also wenn Gold und Quarz zu scheiden sind — Blei. Er legt also den allerfeinsten Schrot auf das unterste Sieb und dieser muß so sein, daß ein jegliches Schrotkorn ein Löchelchen in dem Siebe ausfüllt.

Der Grund, daß er Luft, statt Wasser, gebraucht, liegt in dem geringeren specifischen Gewichte der ersteren, und darin, daß folglich kein Mittel existirt, wodurch das Gold leicht weggetragen werden kann. Zwei ganz neue Ideen sind hier also benutzt worden. Die Scheidung durch ein Medium von mittlerer Schwere und der Gebrauch der Luft statt des Wassers.

Wird nun der Goldsand eingegeben und das Gebläse in Arbeit gesetzt, so werden erstens die Theile sich nach dem Sieben vertheilen, das Gold, schwerer als das Blei, wird unter dieses durchfallen und sich in einer dort angebrachten Schublade sammeln, indem Sand nur in einzelnen, leicht nachher mit dem Munde wegzublasenden, Körnern mitgeht, während der feinste Staub mit der Luft durch die hohe Esse abgeht, mit einem Getöse, das uns an eine Hochdruck-Dampfmaschine erinnert. — Es möchte nöthig sein, die gröberen Stücke Quarz nachher noch ein Mal zu pochen und wieder durchgehen zu lassen. Hr. Seymour sagte mir, er habe eine Unze Gold mit vielem Sande gemengt und Alles wieder erhalten; auch habe er einen Golddollar zerschnitten und gleiches Resultat erhalten.

Besonders ist dieser Apparat dort wohl anwendbar, wo goldhaltige Sandlager in Flußbetten existiren oder wo alte verwaschene, aber ihrer verwitterten Kiese wegen noch goldreiche Haldensände zu finden sind, welches Letztere in unseren südlichen Staaten sehr oft der Fall ist."

Beim Gebrauche der Luft müssen die Sände natürlich trocken sein, allein der Kautschuk-Blasebalg gestattet auch die Anwendung nassen Sandes, obgleich dies weniger vortheilhaft ist.

Die Resultate der zu Verespatak ausgeführten Versuche mit der Amalgamation der Pochtrübe mittelst destillirten Quecksilbers, nach Sennhofer, sind mitgetheilt von dem k. k. Pochwerks-Inspector Szeles daselbst in den „Erfahrungen", Jahrg. 1854, S. 40 ff., und verweisen wir darauf.

Auch zu Zell im Zillerthale, zu Böckstein in Salzburg und zu Schemnitz hat man (Oesterr. Zeitschr. 1856, Nr. 3) Versuche mit der Amalgamation mittelst destillirten Quecksilbers, womit ein größeres Goldausbringen erreicht wird, angestellt.

Ueber die Anwendung der Amalgamation im Großen beim Verwaschen des goldhaltigen Sandes, in Verbindung mit einem neuen Verfahren zur Durchreibung der sogenannten Gefälle, hat der russische Bergingenieur-Oberstlieutenant Kleimenoff aus dem amtlichen Bergjournal in der berg- und hüttenm. Zeitung 1855, Nr. 8 und 9, eine sehr beachtenswerthe Arbeit mitgetheilt, auf die wir jedoch verweisen müssen, da sich die Apparate und Processe nicht kurz beschreiben lassen. Die Wichtigkeit dieses Apparats und der dadurch veranlaßten Betriebsverbesserung ist aber daraus nachzuweisen, daß aus 1000 Pud Goldsand ein Solotnik Gold mehr gewonnen wird, daher im Jeniseischen Kreise in einem Jahre etwa 4500 Mark mehr.

Der zur Bearbeitung der Golderze von Berezoff im Bezirke von Jekaterinburg jetzt angewendete Waschamalgamirapparat des Stabscapitains Okladnie ist beschrieben im Bergwerksfreunde, Bd. 21, Nr. 4.

Die Resultate der Goldgewinnung aus Erzen der Rheinprovinz mittelst der Verdan'schen Amalgamirmaschine sind von dem Ingenieur Wagenmann in Bonn mitgetheilt im Polytechn. Journal, Bd. 147, S. 207.

Das Verfahren bei der Gewinnung des Goldes aus seinen Erzen, von Ed. Primard ist (Polytechn. Centralbl. 1858, S. 763) folgendes: — Der goldhaltige Quarz wird in einem Ofen

bis zum Glühen erhitzt und dann mit Wasser besprengt, damit er mürbe wird. Er wird sodann durch Pochen zu einem höchst feinen Pulver zertheilt, damit die Goldtheile möglichst bloßgelegt werden. Besteht das taube Gestein nicht aus Quarz oder einer anderen Masse von ähnlicher Härte, so wird die Zertheilung ohne vorausgehendes Glühen bewirkt. Die fein pulverisirte Masse bringt man, mit heißem Wasser befeuchtet, in mit Blei ausgefütterte Fässer und leitet Chlorgas hindurch. Die Fässer sind über ihrem Boden mit einem zweiten durchlöcherten Boden versehen, auf welchem die Masse ausgebreitet wird. Das Chlorgas leitet man durch eine Röhre bis unter den durchlöcherten Boden, so daß es von unten nach oben durch die Masse hindurchgeht. Mehrere mit der Masse beschickte Fässer stehen durch Röhren so mit einander in Verbindung, daß das in einem Fasse nicht absorbirte Chlor in das folgende strömt. Nach genügender Behandlung wird die Masse mit Wasser ausgelaugt und aus der Flüssigkeit, die nun Goldchlorid enthält, das Gold nach irgend einem bekannten Verfahren niedergeschlagen. Wenn das Erz zugleich Silber enthielt, so befindet dasselbe sich als Chlorsilber in dem Rückstande und wird durch Auslaugen mit heißer Kochsalzlösung daraus gewonnen.

Ein neues Verfahren bei der Gewinnung des Goldes durch Amalgamation von Wickoff giebt das Polytechn. Centralbl. 1858, Nr. 16, wie folgt an: — Der goldführende Quarz in Virginien gab nach dem bisher angewendeten Amalgamirverfahren von der Tonne (20 Centner) Gestein nur eine Menge Gold im Werthe von 25 Francs, während eine genaue Probe im Werthe von 250 bis 300 Fr. nachwies. Um sich in dem Aufbereitungsverfahren diesem Ergebnisse zu nähern, änderte Wickoff dasselbe dahin ab, daß er die feingepochten goldhaltigen Quarze mit dem halben Gewicht Quecksilber in Wasser kochen läßt. Dadurch wird die Affinität des Quecksilbers zum Golde so erhöht, daß er auf diese Weise aus der Tonne Gestein Gold im Werthe von 100 bis 150 Fr. erhielt, und zwar nur mit einer Vermehrung der Unkosten beim Verfahren um 25 Francs.

Ueber die Nichtverflüchtigung des Goldes beim Rösten der Rohsteine hat der russische Bergingenieur-Oberstlieutenant Aidarow im russischen Bergjournale eine Abhandlung geliefert, die von Hrn. Wysoky für den Bergwerksfreund, Bd. XVIII. Nr. 1 und 2, übersetzt worden ist. Hr. Aidarow macht daraus folgende Schlüsse:

1. Das mit anderen Körpern mechanisch gemengte und mit Blei verschlackte metallische Gold und Silber wird beim Abtreiben von den Kapellen eingesaugt. Die procentuale, von den Kapellen eingesaugte Gold- und Silbermenge verhält sich umgekehrt zu dem zum Abtreiben angewendeten Quantum derselben. — 2. Metallisches Gold wird beim Ansieden von den Schlacken nicht fortgerissen. — 3. Beim Zusammenschmelzen mit Schwefelalkalien unter Anwesenheit von Kohle bildet das Gold Verbindungen, welche auch beim Abtreiben von Kapellen eingesaugt, und überdies beim Ansieden von den Schlacken fortgerissen werden. — 4. Aus chemischen Verbindungen wird das Gold durch das Ansieden und Kupelliren fast ohne Verlust gewonnen, mit Ausnahme seiner Verbindungen mit Schwefelalkalien. — 5. Beim Röften der Rohsteine verflüchtigt sich das Gold nicht und geht in metallischen Zustand über, in welchem seine Menge durch das gewöhnliche Ansieden und Kuppelliren mit Genauigkeit nicht bestimmt werden kann. Daher muß man beim Probiren der gerösteten Rohsteine diese mittelst Schwefel von Neuem in Schwefelungen verwandeln. Der Schwefel muß im Ueberschuß zugesetzt werden, damit sich die ganze Masse vollkommen mit ihm sättige. — 6. Beim Betriebe im Großen muß man trachten, zum Abtreiben Werkbleie anzuwenden, in denen sich die edlen Metalle noch in chemischer Verbindung mit dem Bleie befinden. Daher muß man das Umschmelzen der Werke und überhaupt alle Operationen vermeiden, welche die Verwandtschaft der edlen Metalle zu dem Bleie zerstören. Und wenn es unvermeidlich ist, beim Abtreiben ungeschmolzene oder solche Werkbleie zuzusetzen, welche das Gold oder Silber aus mechanischen Verbindungen abgeschieden hatten, so ist es vortheilhaft, auf einmal im Treibofen wo möglich mehr edle Metalle zu concentriren, als man entweder durch einen höhern Gehalt der Werkbleie oder durch Eintragen derselben in größeren Mengen erzielen kann.

Ueber die Entgoldung der Reichensteiner Arsen-Abbrände hat der Königl. Hütteninspector Lange in der Preuß. Zeitschrift, Bd. III., Abth. B., S. 111 eine ebenso wichtige als interessante geschichtlich technische Darstellung mitgetheilt, auf die wir aber nur verweisen.

Ueber die Gewinnung des Silbers und Goldes aus Kupfer auf dem nassen Wege hat Bergrath Rochel zu Przibram in der Oesterr. Zeitschr. 1857, Nr. 36 und 40, eine interessante Arbeit mitgetheilt.

Ueber die Extraction des Goldes aus antimonhaltigen, kupferarmen Rohlechen mit Anwendung von kaltem Wasser, bemerkt Hr. Fr. Markus in der Oesterr. Zeitschr. 1851, Nr. 42, Nachstehendes: — Das sinnreiche Verfahren der Goldgewinnung nach Plattner's Princip durch Chlor ist — soviel bekannt — bisher im Großen mit Erfolg nur auf Arsenabbrände und Speise angewendet worden.

Eine Goldgewinnung aus Lechen besteht im Großen noch nicht. Um hierdurch den größten Theil des Goldes in Goldchlorid umzuändern und als solches auslaugen zu können, darf das goldhaltige Product kein metallisches Eisen (mechanisch bei der Zerkleinerung eingemengt, keine im Wasser löslichen Metalloxyde, keine unzersetzten Schwefelmetalle enthalten, und die Oxyde müssen auf eine solche Stufe der Oxydation gebracht werden, daß sie durch Chlorgas sich nicht mehr ändern. Es darf ferner arsenige Säure, Antimonchlorür und schwefelsaures Eisenoxydul nicht darin enthalten sein, da alle diese Stoffe das Goldchlorid zersetzen. Enthält das Product noch Arsen- oder Schwefelmetalle, so bilden sich bei Behandlung mit Chlor außer Chlorgold noch Chlormetalle von Eisen, Kupfer, Zink, Antimon u. s. w., ferner Chlorschwefel und Schwefelsäure, wodurch auch ein größerer Verbrauch an Chlor veranlaßt wird. Die Bildung von salzsaurem Gase bewirkt die Lösung von Metalloxyden, und bei nicht genügender Oxydation Schwefel- und Arsenwasserstoffgas, welche das löslich gemachte Goldchlorid wieder fällen.

Da nun die Leche außer Eisen auch Antimon, Arsen, Kupfer, Zink und Blei enthalten, welche durch die Röstung theilweise gerade in jene schädlichen Verbindungen verwandelt werden, wobei sich besonders Eisenoxydul und schwefelsaures Eisenoxydul bildet, so ist das Wichtigste eine genügende Zersetzung derselben auf einem einfachen Wege. Es wird dieses im Wesentlichen durch eine sehr sorgfältige, oxydirende Behandlung der entsilberten Rückstände bei hinreichender Temperatur erreicht, wobei alle reducirenden Einflüsse beseitigt werden müssen.

Es ist für die Entgoldung der entsilberten Rückstände von Wichtigkeit, daß sich das Gewicht derselben nach der Entsilberung um nahe 21 Proc. verringert, wodurch sich der Goldinhalt von z. B. 50,000 Ctrn. Rohlechen in beiläufig 39,500 Ctrn. Rückständen concentrirt.

Zur Entgoldung wurden bereits vorräthige, cylindrische, unten konische, große Steingutgefäße mit einem Fassungsvermögen von 400

Pfund angewendet und auch Versuche mit eigens zubereiteten Holzgefäßen gemacht. Das Filtrum besteht aus Quarzsand.

Zur Bildung des Chlorgoldes wurde Chlorgas angewendet, welches sich nach Lange nicht nur am wirksamsten, sondern auch besonders praktisch in seiner Anwendung erwies.

Die Chlorgasentwickelung geschah in einem bleiernen Chlorapparate mit Vorlage, aus Salz, Braunstein und Schwefelsäure nach den bekannten Verhältnissen.

Zur Entgoldung wurden die erwärmten und befeuchteten Mehle in Partien von 400 Pfund eingesetzt.

Die Auslaugung des Goldchlorids geschah erfolgreich mit kaltem Wasser, wobei sorgfältig jene Temperatur einzuhalten ist, welche genügt, um nur das Goldchlorid und möglichst wenig andere Chlormetalle zu lösen.

Nach Entfernung des Ueberschusses von Chlor wird das Gold entweder metallisch oder als Schwefelgold gefällt, dasselbe ausgesüßt, getrocknet und mit Blei abgetrieben.

Das Volumen der schön gelben Goldlauge betrug von einem Centner beiläufig ½ Cubikfuß. Für die Chlorgasentwickelung genügte auf einen Centner Rückstände die geringe Menge von 1,5 Pfd. Schwefelsäure.

Das so aus den Rückständen ziemlich gleichmäßig erhaltene reine Goldkorn wog meist bei 70 Proc. des Goldinhaltes.

Durch ein Aufschließen derselben vermittelst einer Behandlung mit 0,25 Proc. Chlornatrium stieg das Goldausbringen über 80 Proc. Das in den Rückständen rückbehaltene Gold wird beim Rohschmelzprocesse ebenfalls gewonnen.

Es ist hierbei von großem Interesse, zu untersuchen, in welcher Verbindung das Gold im Leche enthalten ist.

Die bei den Versuchen stets gemachte Erfahrung, daß die Größe des Goldausbringens meist gleich sei der des Silberausbringens, so daß, wenn z. B. im Rohleche die Mark Silber 6 Denare enthielt, dieselbe auch nach der Entgoldung ziemlich nahe wieder 6 Denare hält, weist darauf hin, daß das Gold in einer Verbindung enthalten sei, welche in ihrem Verhalten von der des Silbers abhängt.

Es ist demnach sehr wahrscheinlich, daß das Gold im Rohleche an das Schwefel- und Antimonsilber — sei es nun metallisch oder als Schwefel- oder Antimongold — gebunden sei.

Durch die Oxydation und die Lösung des schwefelsauren Silberoxydes wird das metallische Gold frei, und das an Schwefel und

Antimon gebundene im Verhältnisse der Lösung des Silbers reducirt, und ist nun der Einwirkung des Chlors bloßgelegt. — Durch ein weiteres Aufschließen durch Chlornatrium wird auch ein großer Theil des antimonsauren Silberoxydes zerlegt, und das so wieder frei gewordene und in Goldchlorid verwandelte Gold wird durch die hohe Temperatur zu Chlorür und metallischem Gold verändert.

Neunter Abschnitt.

Nickel.

Ueber die Gewinnung dieses Metalles aus seinen Erzen liegen uns drei wichtige Arbeiten vor, die wir jedoch nur citiren können, da eine nur auszugsweise Mittheilung nur wenig Werth haben, eine vollständige uns aber viel zu weit führen würde:

Ueber die Gewinnung des Nickels auf der Aurorahütte bei Gladenbach, von Dr. Ebermayer in Nürnberg, berg- und hüttenm. Zeitung 1856, Nr. 36.

Ueber Concentration von Nickelstein zu Klefva bei Hvettanda in Schweden, vom Ingenieur Stapff; ebendaselbst 1858, Nr. 44 ff.

Beschreibung einer einfachen Methode, aus geschwefelten Nickelerzen Nickel und einige andere Metalle auf nassem Wege zu gewinnen, von demselben, ebendaselbst, Nr. 47 ff.

Uebersicht

der

neuesten quantitativen Metall-Production.

Man darf von dieser Uebersicht durchaus nichts Vollständiges erwarten, da das dem Verfasser zu Gebote stehende Material einen sehr verschiedenartigen Werth hat und in sehr vielen Staaten gar keine mineral-statistischen Nachrichten gemacht oder veröffentlicht werden.

Eisen.*)

Großbritannien.

Northumberland	63,250	Tons
Durham	284,500	"
Yorkshire	296,838	"
Lancashire	1,233	"
Cumberland	30,515	"
Derbyshire	112,160	"
Shropshire	117,141	"
Nord-Staffordshire	134,057	"
Latus	1,039,694	Tons

*) Wir beziehen uns auf Band I, S. 414 u. ff., und bemerken, daß wir hier das Productionsjahr 1857 zu Grunde legen.

	Transport	1,039,694	Tons
Süd-Staffordshire und Worcestershire	.	657,295	„
Northamptonshire	. . . .	11,500	„
Gloucestershire	. . . .	23,882	„
Somersetshire	. . . .	300	„
Nord-Wales	. . . .	37,049	„
Süd-Wales, Anthracit-Districte	. . .	63,440	„
„ „ Steinkohlen-Districte	. .	907,287	„
Schottland	. . . .	918,000	„
Irland	. . . .	1,000	„
	Summe	3,659,447	Tons.

Der Export an verschiedenen Eisensorten betrug im Jahre 1857:

Bezeichnung der Sorten.	Quantitäten in Tonnen.	Werth in Liv. Sterl.
Roheisen	422,086	1,609,115
Stabeisen aller Art	729,345	6,262,605
Eisendraht	11,333	242,087
Gußwaaren	72,835	753,334
Verarbeitetes Eisen aller Art . . .	281,413	3,987,617
Stahl, unverarbeitet	22,374	748,579
Weißblech	—	1,500,116
Der Import bestand in:		
Stabeisen, besonders aus Schweden, zur Stahlfabrikation	50,163	—
Stahl, unverarbeitet	2,030	—

Der Werth der englischen Roheisenproduction im Jahre 1857 beträgt 12,838,560 Pfd. St.

In neuen preußischen Zollcentnern ausgedrückt, von denen 20,3 auf die englische Tonne gehen, beträgt die Production von 1857: 74,286,774 Ctr.

Uebersicht der preußischen Roheisenproduction im Jahre 1857.

(Aus der preuß. Zeitschrift, Bd. VI. Abth. A. S. 199.)

Hauptbergdistricte	Hochöfen	Roheisenproduction in Gänzen und Masseln Ctnr.	pCt.	Gußstücken Cntr.	pCt.	beiden überhaupt Ctnr.	beiden in 1 Ofen Ctnr.	Davon sind erzeugt bei Koks Ctnr.	pCt.	Holzkohlen Ctnr.	pCt.	Holzkohlen mit Koks Ctnr.	pCt.
Brandenburg-Preußischer . . .	3	7264	33,5	14451	66,5	21715	7238	—	—	21715	100,0	—	—
Schlesischer	103	1,862720	91,7	168888	8,3	20,31608	19724	887692	43,7	994584	49,0	149332	7,3
Sächsisch-Thüringischer	9	79153	65,2	42335	34,8	121488	13499	30000	24,7	91488	75,3	—	—
Westfälischer	33	2,517982	92,7	199585	7,3	2,717567	82350	2,574540	94,7	96336	3,6	46691	1,7
Rheinischer	106	2,442470	91,7	221779	8,3	2,664249	25063	1,058459	39,7	945838	35,5	659952	24,8
Hohenzollern	2	36833	86,4	5802	13,6	42635	21318	—	—	42635	100,5	—	—
Summe	256	6,946422	91,4	652840	8,6	7,599262	29685	4,550691	59,9	2,192596	28,8	855975	11,3
im Jahre 1856	265	6,252735	90,7	643971	9,3	6,896706	26025	3,908503	56,7	2,392765	34,7	595438	8,6
Also in 1857 mehr .	—	693687	0,7	8869	—	702556	3660	642188	3,2	—	—	260537	2,7
Also in 1857 weniger	9	—	—	—	0,7	—	—	—	—	200169	5,9	—	—

Wird das bei gemischtem Brennmaterial erzeugte Roheisen auf das Koks- und Holzkohlen-Roheisen vertheilt, so ergiebt sich, daß 63,6 Proc. bei Koks und 36,4 bei Holzkohlen dargestellt worden sind.

Die gesammte Roheisenproduction im Jahre 1857 ergiebt außerdem nachstehende Resultate:

Producte.	Betriebene Werke	Production. Centner à 110 Pfd.	Werth der Production. Thaler	Arbeiter	Deren Familienglieder
Roheisen in Gänzen . . .	194	6,946,422	13,629,861	11,421	25,944
Rohstahleisen	6	122,571	393,269	103	231
Roheisen in Gußwaaren .	10	652,840	2,254,412	1,675	2,971
Summe Hohofenproduct.	210	7,721,833	16,277,542	13,299	29,146

Summarische Uebersicht der übrigen Eisenproduction Preußens.

Producte	Betriebene Werke	Production. Centner à 110 Pfd.	Werth der Production. Thaler	Arbeiter	Deren Familienglieder
Gußwaaren, 2. Schm . .	167	1,869,733	8,343,412	9,746	18,779
Stabeisen und Schienen .	364	5,494,100	27,802,500	21,054	45,296
Schwarzblech	31	617,127	4,337,588	2,033	4,818
Weißblech	3	44,768	562,072	222	714
Eisendraht	57	342,852	2,385,740	1,951	4,375
Rohstahl und Puddelstahl .	74	278,118	1,735,825	738	1,710
Gußstahl	13	111,586	1,708,226	1,777	2,507
Raffinirter Stahl . . .	84	59,454	506,732	338	941

In Baiern war die Eisenhütten-Production in dem Betriebsjahre 1856—57 nach den jährlich als Manuscript mitgetheilten amtlichen Angaben folgende:

Producte.	Production. Zollctnr.	Geldwerth. Fl.	Geldwerth. Xr.	Anzahl der Werke	Anzahl der Arbeiter	Anzahl der Familienglieder
Roheisen	712,313	2,733,498	44¾	77	2377	4548
Gußwaaren aus Erzen . .	101,443¾	741,210	9¼	—	—	—
„ „ Roheisen .	51,562½	390,148	22	9	193	555
Geschmiedetes und gewalztes Eisen	569,876	5,395,270	7¼	18	1362	2118
Eisenblech	30,303¼	440,582	33	1	41	89
Eisendraht	12,556	178,901	36	5	31	84
Stahl	870	23,490	—	2	4	12

Ueber die Eisenproduction Sachsens ist noch immer nichts bekannt gemacht worden.

Dagegen haben die Mittheilungen des hannover'schen Gewerbevereins über die neuerlich sehr gestiegene Eisenproduction Hannover's Folgendes für 1857—58 darüber bemerkt:

Landesherrliche Werke am Harz	162,000 Ctr.
Privatwerke	346,000 „
Dabei die Georgs-Marienhütte bei Osnabrück mit 242,000 Ctr.	
Summe	508,000 Ctr.

Indem wir uns auf das, auf S. 482, Bd. I., über die Roheisenproduction der übrigen Zollvereinsstaaten Gesagte beziehen, so dürfen wir für 1857 folgende Zahlen annehmen:

Preußen	7,721,833 Ctr.
Baiern	813,757 „
Hannover	508,000 „
Die übrigen Zollvereinsstaaten (vgl. I., 482)	2,230,000 „
Summe Zollvereinsstaaten	11,272,590 Ctr.

Ueber die Eisenproduction des österreichischen Kaiserstaates haben wir seit 1855 nichts erfahren und indem wir daher auf Bd. I., S. 482 verweisen, bemerken wir nur, daß die Production im Jahre 1857 leicht 6,000,000 Zollcentner betragen haben dürfte.

Sämmtliche Staaten Deutschlands dürften daher 1857 17,500,000 Zollcentner producirt haben.

Ueber die Production Frankreichs und Belgiens haben wir seit Bd. I., S. 483 nichts Neueres erfahren, die Production Schwedens ist seitdem (s. Freiberger berg- und hüttenmänn. Zeit., 1859, No. 15) sogar gefallen, und so dürfte sich denn die Roheisenproduction auf der Erde im Jahre 1857 in runden Summen etwa wie folgt stellen:

Großbritannien	74,300,000 Ctr.
Deutsche Staaten	17,500,000 „
Frankreich	12,000,000 „
Belgien	6,500,000 „
Schweden und Norwegen . . .	3,500,000 „
Rußland	5,000,000 „
Spanien, Italien, Schweiz . . .	2,000,000 „
Vereinigte Staaten Nordamerika's	20,000,000 „
Sonstige Länder der Erde . . .	200,000 „
Summa	141,000,000 Ctr.

Kupfer.

Großbritannien.

Das Inselreich producirt auch das meiste Kupfer und läßt sich die Menge des aus einheimischen und fremden Erzen dargestellten Metalles auf folgende Weise bestimmen:

	Erze in Tonnen	Kupfer	Geldwerth in L. St.	Procentgehalt d. Erze
Durch Privatcontracte wurden von den verschiedenen Kupfercompagnien angekauft .	48,155	12,037	—	—
Auf den öffentlichen Versteigerungen in Cornwall wurden von denselben angekauft . .	191,798	12,179	1,201,271¾	6⅜
Auf den öffentlichen Versteigerungen zu Swansea wurden von denselben angekauft . .	37,657	5,267	574,889¼	14
Summe	277,610	29,483		
oder	598,505	Zollctr.		

Eingeführt wurden 1857 in die vereinigten Königreiche:

Kupfererze	75,832	Tons
Regulus (Schwefelkupfer, Stein) .	19,262	"
Unverarbeitetes Kupfer	2,571	"
Altes Kupfer	1,083	"
Verarbeitetes Kupfer, Münzen rc. .	3,994	"

Diese Einfuhr fand hauptsächlich von folgenden Ländern und Orten statt:

	Erze	Regulus
Chili	21,385 T.	17,910 T.
Cuba	16,352 "	—
Spanien	13,030 "	—
Victoria (Australien)	4,182 "	—
Britische Besitzungen in Südafrika	3,382 "	—
Vereinigte Staaten Amerika's, aus den atlantischen Häfen . . .	3,022 "	272 "
Peru	2,424 "	217 "
Neu-Südwales	2,174 "	—

	Erze	Regulus
Süd-Australien	1,839 T.	6 T.
Bolivien	1,569 „	—
Algerien	1,390 „	12 „
Italien	1,358 „	—
Frankreich	1,200 „	542 „
Portugal	710 „	—
Norwegen	446 „	—
Britisch Nordamerika	309 „	—
Westküste von Afrika	249 „	—
Britisch Westindien und brit. Guiana	164 „	—
Tunis	151 „	—
Hansestädte	125 „	—
Westaustralien	106 „	—
Tasmanien	105 „	—

Die Kupferhütten liegen meistens in der Nähe von Swansea in Südwales und einige neuere bei Liverpool.

Die Ausfuhr an Kupfer und dessen Werth im Jahre 1857 war folgende:

	In Tonnen	In L. St.
Kupfer in Blöcken 2c.	7,196	852,047
Kupfer in Blechen, Nägeln, einschließlich Messing	13,702	1,167,772
Kupfer, verarbeitet	3,243	451,312
Messing von allen Sorten	1,100	144,790
Summen	25,241	2,815,831

Die Kupferproduction Amerika's ist die bedeutendste der Welt, allein sie läßt sich, so wie die Menge des daraus dargestellten Metalles, um so mehr nur sehr annähernd bestimmen, als sehr viele von den in Amerika gewonnenen Erzen an andern Punkten der Erde zu Gute gemacht werden.

Die schon erwähnten Gruben am Obersee dürften jetzt etwa eine Production von 100,000 Ctr. gewähren, welche namentlich in der Hütte zu Detroit zu Gute gemacht werden. Die in den übrigen Theilen von den Vereinigten Staaten und von britisch Nordamerika gewonnenen Erze, so wie andere, von Cuba und aus verschiedenen Theilen von Südamerika zur See herbeigeführte Erze, werden in den Hütten zu Boston und Baltimore verschmolzen, so daß die Production Nordamerikas anzunehmen ist zu

	200,000	Ctr.
Dazu kommt Chili mit	280,000	"
Das übrige Südamerika dürfte geben	30,000	"
Cuba desgl.	40,000	"
Zusammen	550,000	Ctr.

Amerika ist daher als die Hauptquelle des in den Gewerben und Künsten eine so wichtige Rolle spielenden Kupfers anzusehen.

Von großer Wichtigkeit ist die Kupferproduction der nordeuropäischen Länder, da sie die besten und reinsten Sorten liefern.

Rußlands Production ist zu . . . . . . 130,000 Ctr.,
die in Schweden und Norwegen zu . . 45,000 "
anzunehmen.

Unter den deutschen Ländern hat Oesterreich die stärkste, jetzt etwa zu 50,000 Zollcentnern zu taxirende Production, wovon jedoch Ungarn 4/5 liefert.

Preußen producirt durchschnittlich etwa 35,000 Ctr. jährlich, wovon Mansfeld etwa 28,000 Ctr.

Hannover und Braunschweig am Ober- und Unterharz hat eine Production von etwa 5000 Ctr.

Sachsen von etwa 1500 Ctr.; so daß die Gesammtproduction der genannten und einiger anderer Länder Deutschlands nebst Ungarn anzunehmen ist zu etwa 95,000 Ctr.

Es dürfte daher für die gesammte neuerliche Kupferproduction auf der Erde nachstehende Zusammenstellung in runden Summen in Zollcentnern wahrscheinlich sein:

Großbritannien	598,500	Ctr.
Amerika	550,000	"
Rußland	130,000	"
Schweden und Norwegen	45,000	"
Deutschland, Ungarn und Venetien	95,000	"
Australien	70,000	"
Südasien und Ostindien	60,000	"
Frankreich, größtentheils aus südamerikan. Erzen	38,000	"
Afrika	12,000	"
Belgien	2,000	"
Sonstige Länder	19,500	"
Summe	1,620,000	Ctr.

Zink.

Preußen.

Preußen producirt unter allen Ländern am meisten Zink und war seine Rohzink- (Barren- oder Plattenzink-) Production im Jahre 1857 die folgende:

Hauptbergdistrict.	Anzahl der Werke	Quantum der Production Centner	Werth der Production Thaler	Anzahl der Arbeiter	Anzahl der Familienglieder
Schlesischer	47	612,841	4,709,434	3324	5183
Westphälischer . . .	3	111,786	913,434	746	1413
Rheinischer	6	147,594	1,249,890	960	1791
Summe	56	872,221	6,872,758	5030	8387

Belgien producirte 1856 auf 18 Werken 674,940 Zollcentner Rohzink mit einem Werthe von 6,283,248 Thalern und mit 2502 Arbeitern.

Es dürfte demnach die Zusammenstellung der Zinkproduction aller Länder der Erde folgende sein:

Preußen	873,000 Ctr.
Belgien	675,000 „
Vereinigte Staaten	100,000 „
Rußland (Polen)	75,000 „
Oesterreich (Krakau)	30,000 „
Großbritannien	15,000 „
Spanien, Schweden und andere Länder	2,000 „
Summe	1,770,000 Ctr.

Blei.

Die Bleierz-, Blei- und Silber-Production in Großbritannien war 1857 die nachstehende:

Grafschaften u. s. w.	Anzahl der Gruben	Bleierze Tonnen	Bleierze Ctr.	Blei Tonnen	Blei Ctr.	Silber Unzen
England.						
Cornwall	42	9,559	16	6,036	7	224,277
Devonshire	15	2,590	11	1,535	14	50,262
Somersetshire	5	485	10	350	20	—
Shropshire	14	3,349	15	2,560	15	—
Derbyshire	—	9,233	—	6,061	—	—
Yorkshire	14	12,405	19	7,875	12	445
Westmoreland	11	2,798	10	2,102	20	24,808
Cumberland	81	6,450	—	4,711	8	43,460
Durham und Northumberland	35	21,580	1	17,073	14	74,071
Wales.						
Caermarthenshire . . .	4	1,081	—	776	10	2,032
Cardiganshire	52	9,914	9	7,334	12	37,097
Radnorshire	2	108	10	81	5	—
Montgomeryshire . . .	14	2,389	12	1,839	5	4,825
Merionetshire	8	332	10	250	4	640
Denbighshire	7	4,181	—	3,240	20	2,206
Flintshire	48	3,006	10	2,280	14	13,297
Caernarvonshire . . .	10	441	17	320	13	—
Insel Man	5	2,656	—	2,027	15	48,016
Schottland	10	1,890	9	1,351	4	4,206
Irland	11	2,298	19	1,407	3	3,071
Verschiedene kleine Förderungen	—	67	—	48	—	133
Summen	171	96,820	10	69,266	5	532,866

Die Bleiproduction (Blei und Glätte) beträgt daher in Centnern 1,406,105, und die Bleigewinnung aller Länder dürfte für 1857 folgende sein:

Großbritannien	1,406,000	Ctr.
Spanien	600,000	= *)
Latus	2,006,000	Ctr.

*) In den „Mittheilungen über die Bergwerke in Spanien vom Jahre 1856", von dem preußischen Generalconsul v. Minutoli, in der preuß. Zeit-

	Transport	2,006,000 Ctr.
Vereinigte Staaten		300,000 „
Preußen		265,700 „
Sonstige deutsche Staaten .		160,000 „
Oesterreich		145,000 „
Frankreich		50,000 „
Belgien		72,000 „
Rußland		16,000 „
Italien		10,000 „
Sonstige Länder der Erde .		75,200 „
	Summe	3,100,000 Ctr.

Zinn.

Die ungefähre Zinnproduction auf der Erde war für 1857 folgende:

Großbritannien		134,000 Ctr.
Sachsen		2,300 „
Oesterreich		800 „
Spanien		400 „
Südasien und Ostindien		150,000 „
Bolivien und Peru		30,000 „
	Summe	317,500 Ctr.

Quecksilber.

Die Production an diesem Metall im Jahre 1857 dürfte folgende sein:

Spanien		80,000 Ctr.
Oesterreich		4,000 „
Rheinbaiern		600 „
Peru		2,000 „
Kalifornien		10,000 „
Andere Länder		1,400 „
	Summe	98,000 Ctr.

schrift V. B. 99 (auch Essener Berg- und Hüttenkalender auf 1859, S. 124), wird die Bleiproduction zu 5,085,756 Ctr. angegeben; es waltet aber hier sicher ein Irrthum ob.

Silber und Gold.

Die durchschnittliche Jahresproduction in Cölnischen Mark dürfte neuerlich die nachstehende sein:

	Silber	Gold
Rußland	94,000	100,000
Schweden	6,000	4
Norwegen	27,000	—
Großbritannien (2/3 aus fremden Erzen)	170,000	160
Preußen	59,000	28
Harz	50,000	10
Sachsen	120,000	23
Uebrige deutsche Staaten	5,000	10
Oesterreich	130,000	5,4000
Frankreich	8,000	—
Spanien	200,000	70
Afrika	—	6,400
Südasien und Ostindien	—	40,000
Australien	13,000	240,000
Chili	400,000	5,000
Bolivien	210,000	2,000
Peru	480,000	3,000
Columbien	22,000	24,000
Brasilien	1,000	10,000
Mexiko	2,800,000	16,000
Vereinigte Staaten	35,000	320,000
Summen	4,830,000	772,105

Druck von J. B. Hirschfeld in Leipzig.

Schwierigkeiten verknüpft ist, auch bei dem Laien eine Vorstellung des Gegenstandes, wie er in der Wirklichkeit sich ihm darstellen würde. Um nun einerseits dem Techniker das Verstehen der Zeichnungen von complicirten Gegenständen zu erleichtern, andererseits um für den Laien Darstellungen solcher Gegenstände mit größerer Leichtigkeit anfertigen zu können, ist man vielfältig bemüht gewesen, eine Zeichnenmethode zu erfinden, welche die Vortheile der geometrischen und perspektivischen Methode verbindet. — Aus diesem Bestreben sind bereits im vorigen Jahrhundert hervorgegangen: die schiefe, sowie einige fingirte Projectionsmethoden; ferner, 1820, von dem Engländer Professor Farish, die isometrische Projectionsmethode; endlich aber, 1844, von Herrn Professor Weisbach, als das für diesen Zweck Vollkommenste, die axonometrische Projectionsmethode, die Axonometrie.

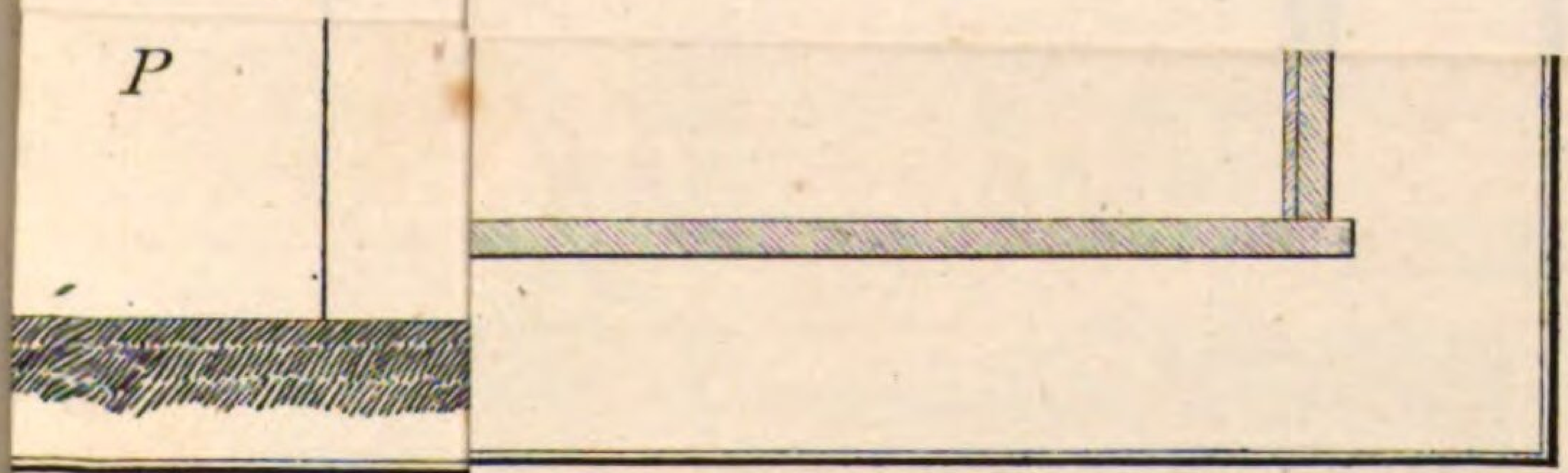
Der Axonometrie nun, welche seitdem in vielen technischen Werken zu Darstellungen benutzt wird, eine allgemeinere Verbreitung zu verschaffen, ist der Zweck des vorliegenden Werkes, als des ersten, in welchem dieser Gegenstand nach praktischer Richtung hin bearbeitet worden.

Die Vortheile des axonometrischen Zeichnens werden unter den Technikern und Gewerbtreibenden bald in immer weitern Kreisen Anerkennung und Benutzung finden, wozu obiges Werk die erste Anregung gegeben hat. Es sind dem Verfasser so viele schmeichelhafte Zuschriften von Autoritäten zugekommen, die seinen Lehrgang geprüft haben, daß der praktische Werth des Buches festgestellt ist.

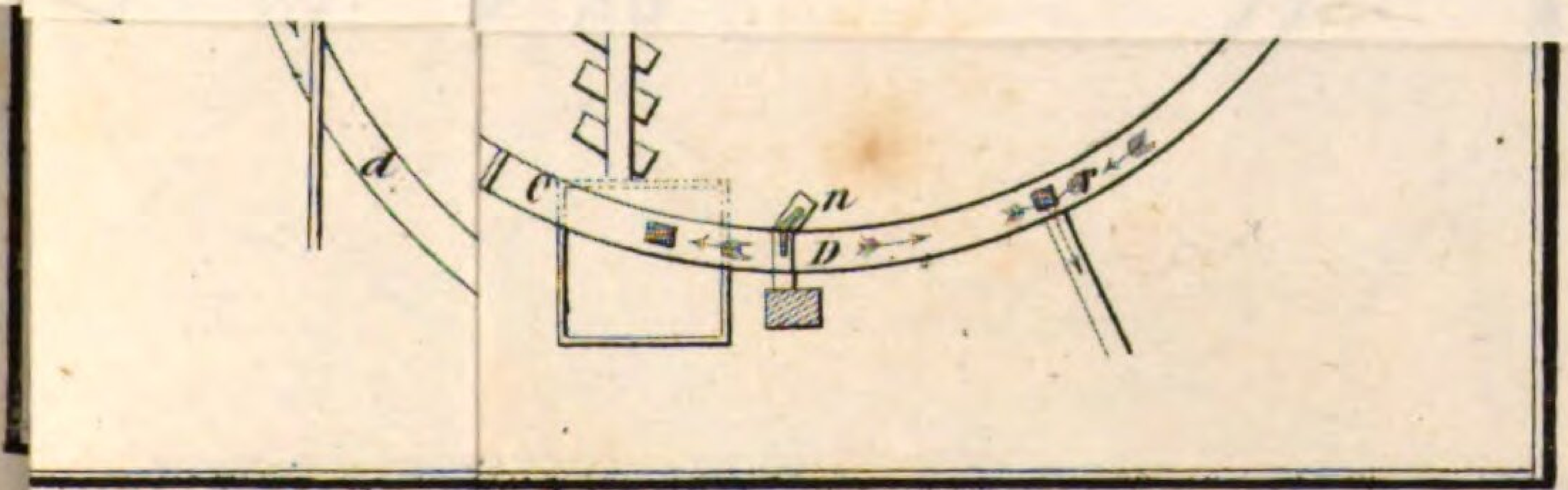
Herr Berghauptmann von Carnall hat dem Verfasser in einem freundlichen Schreiben die Mittheilung gemacht, das Buch zur Benutzung an den preußischen Bergschulen zu empfehlen.

In der Wochenschrift des Schlesischen Vereins für Berg- und Hüttenwesen wird, nachdem die axonometrische Darstellungsweise mit andern Zeichnenmethoden verglichen ist, am Schluß über unser Werk gesagt:


„Der Verfasser des uns vorliegenden Werkes hat das Verdienst, diese der darstellenden Geometrie angehörende Zeichnenmethode nicht allein wissenschaftlich begründet, sondern auch für den Techniker und praktischen Zeichner verständlich und anwendbar gemacht zu haben, indem er alle diejenigen Hülfsmittel, Maßstäbe u. s. w., mittelst denen es nicht schwer wird, sich diese Methode anzueignen, angiebt und durch zahlreiche Beispiele erläutert.“




Lith. Anst. v. J. G. Bach



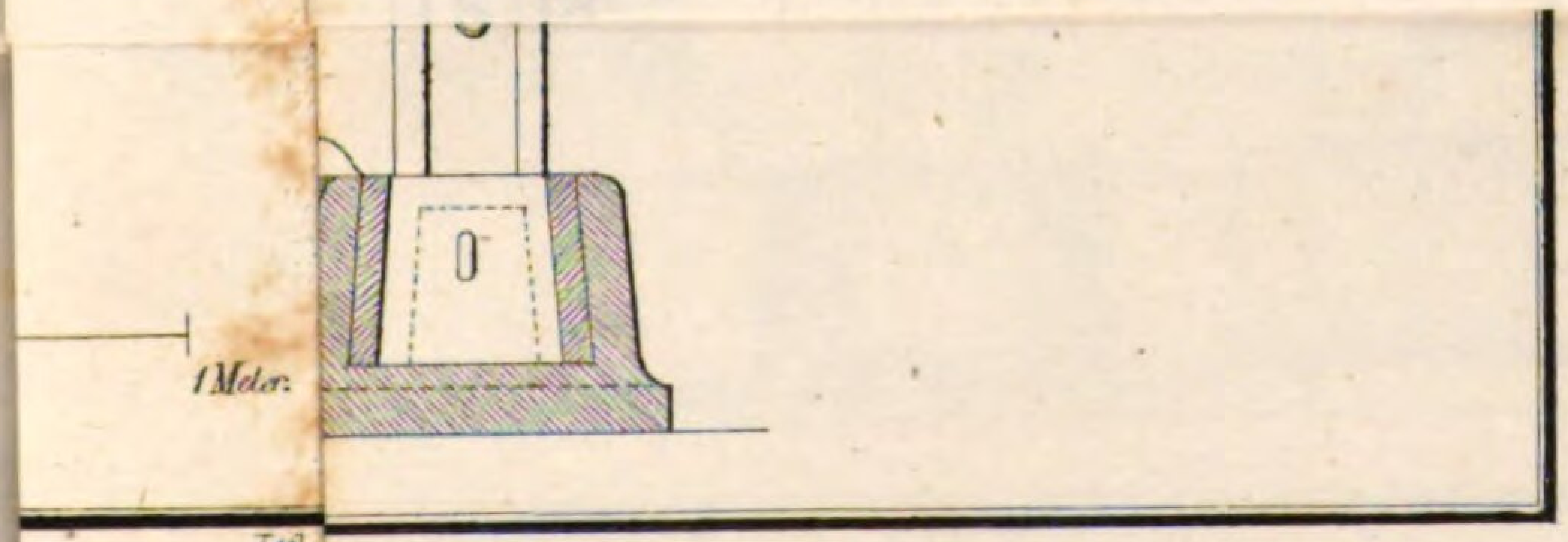
Lith.Anst.v.J.G.Bach,Leip



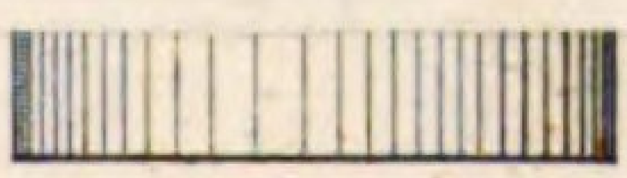
n Anst.v J.G.Bach, Leipzig



h. Anst. u J. G. Bach in L



Lith.



Anst. v. J. G. Bach in Leipzig.

Häusler.

Hartmann, Carl Friedrich Alexander,

Die Fortschritte des Eisenhüttengewerbes in der neueren Zeit oder der heutige Standpunkt der Roheisen-Stabeisen- und Stahlfabrikation

Bd.: 2

Leipzig 1859